

APUNTES DE  
PROCESOS DE CONFORMADO  
DE MATERIALES

Armando Ortiz Prado

FACULTAD DE INGENIERIA

UNAM

1993

# Capítulo 1

## Introducción a los procesos de manufactura

### 1.1. Generalidades

**G-610101**

Desde épocas muy remotas, el hombre ha modificado el aspecto y características de diversos materiales que se encuentran en su habitat. A través del tiempo aprendió a dominar las técnicas o métodos mediante los que ha podido transformar esos materiales en elementos útiles para su subsistencia. Este fenómeno ha dado origen a los *procesos de fabricación*.

En realidad este concepto es muy amplio ya que incluye, por ejemplo, a la producción de textiles, fármacos, metalmecánica, etc. De este modo como *proceso de manufactura* se denomina a todo método de transformación y acabado empleado para los materiales metálicos, cerámicos y polímeros. Lo anterior incluye cambios en la geometría del material, alteración de sus propiedades, operaciones de ensamble y de también de acabado superficial.

El objetivo primario de todo proceso será producir un componente de la forma y dimensiones deseadas y con los acabados y propiedades requeridos, todo esto al menor costo.

Es indudable que la supervivencia, prosperidad y dominio de la raza humana sobre la tierra se debe en gran parte a que su inteligencia le hizo posible la manufactura de herramientas y objetos diversos. Ciertamente que el camino recorrido ha sido largo y el proceso lento (tabla 1.1). Se calcula que deben haber transcurrido miles de años de prueba y error para que el hombre pudiera tallar herramientas, tales como el hacha de mano en la que se pueden ya notar algunas de las características geométricas de nuestras modernas herramientas de corte.

En la era paleolítica, seres humanos que vivían de la caza y la recolección de alimentos, poseían una gran diversidad de herramientas como hachas, cuchillos, sierras, desbastadores y rascadores de piedra, pequeños mazos, utensilios para perforar, agujas de marfil, arpones, entre otros. Ya en esta época se llegó a contar con herramientas para fabricar herramientas.

ANO	TECNICAS DE FUNDICION	DEFORMACION	UNION	MAQUINADO	PROCESAMIENTO DE CERAMICOS	PROCESAMIENTO DE POLIMEROS
4000 AC	MOLDES DE PIEDRA Y CERAMICA	FORJA DE AU, AG, CU		USO DE MATERIALES ABRASIVOS Y PIEDRA	CERAMICA ARCILLOSA	MADERA Y FIBRAS NATURALES
2500 AC	PROCESO A LA CERA PERDIDA	FORMADO DE HOJAS	SOLDADURA FALSA (CON LATON)	PERFORADO	TORNO DE ALFARERO	
1000 AC		FORJA DE HIERRO	SOLDADURA POR FORJA	SIERRAS DE HIERRO	FABRICACION DEL VIDRIO	
0 AC		ACUNADO (BRONCES)		TORNEADO DE MADERA	SOPLADO DE VIDRIO	
1000 DC		FORMADO DE ALAMBRE (ESTIRADO)			FABRICACION DE PORCELANA (CHINA)	
1400	MOLDEO EN ARENA DE PIEZAS DE FUNDICION GRIS	MARTILLO ACCIONADO POR AGUA		HOJA DE LIJA	CRISTAL DE ROCA	
1600	MOLDE PERMANENTE	LAMINADO A PEQUENA ESCALA		TORNO		
1800		EMBUTIDO, EXTRUSION (Pb) LAMINADO DE ACERO		CORTE DE CUERDAS	PORCELANA (ALEMANIA)	
1850	CENTRIFUGADO	MARTILLO DE VAPOR		TORNO COPIADOR	VIDRIO PARA VENTANAS	VULCANIZADO
1875		LAMINADO CONTINUO DE RIELES Y PERFILES		FRESADORA UNIVERSAL		EXTRUSION, MOLDEO, CELULOIDE Y HULE
1800		TUBO SIN COSTURA	SOLDADURA DE ARCO, SOLDADURA POR RESISTENCIA OXIACETILENO	ACEROS RAPIDOS MAQUINAS AUTOMATICAS	MAQUINA AUTOMATICA PARA FORMADO DE BOTELLAS	
1920	FUNDICION A PRESION	ALAMBRE DE TUNGSTENO	ELECTRODOS REVESTIDOS			BAQUELITA
1940	EMPLEO DE RESINAS PARA LA AGLOMERACION DE LA ARENA	EXTRUSION DEL ACERO	ARCO SUMERGIDO			NYLON ACRILICO HULE, MOLDEO POR TRANSFERENCIA
1950	CASCARA CERAMICA		SOLDADURA TIG, MIG ELECTRO-ESCORIA	ELECTRO-EROSION		ABS, SILICONES, FLUOROCARBONATOS, POLIURETANO
1960			ARCO PLASMA	DIAMANTE INDUSTRIAL	VIDRIO FLOTADO	ACETATOS POLICARBONATOS POLIPROPILENO
1980	COLADA EVAPORATIVA	FORJA ORBITAL	LASER	RECUBRIMIENTOS CERAMICOS EQUIPOS CNC		PLASTICOS REFORZADOS CON FIBRAS DE CARBONO
1990	SISTEMAS FLEXIBLES DE MANUFACTURA MIC ( MANUFACTURA INTEGRADA A TRAVES DE COMPUTADORA )					

TABLA 1.1. DESARROLLO HISTÓRICO DE LOS PROCESOS DE MANUFACTURA

Después de muchos siglos inició la edad de los metales, que comprendió los años 6000 a 3000 a.C.

El oro y el cobre fueron los primeros metales trabajados por el hombre, ya que en dicho período histórico estos metales se podían encontrar en estado nativo en diversas regiones. En un inicio se les dio forma por simple martillado seguido de sucesivos calentamientos para eliminar la acritud. Mediante dichos métodos se pudieron fabricar adornos y objetos muy diversos. Posteriormente se observó que esos metales al ser calentados a altas temperaturas fundían y podían ser colados en estado líquido en moldes de arcilla cocida produciendo, según se deseara, objetos de adorno, armas y herramientas.

**610101**

La obtención de los metales a partir de sus respectivos minerales fue descubierta posteriormente, tocando la primicia al cobre, debido a la relativa facilidad con que puede ser reducido. Lo más probable es que por accidente se encontrara que al fundir conjuntamente minerales de cobre y estaño se podía obtener un metal que, por sus propiedades y posibles aplicaciones, resultaba de mayor interés.

La edad del bronce comenzó hacia los años 3000 a 2500 a.C., extendiéndose hasta aproximadamente el año 1000 a.C., alrededor del cual comienza la edad del hierro en Europa.

Las más antiguas piezas de hierro que se han descubierto y que ha sido posible estudiar datan de épocas anteriores al segundo milenio a.C. Los análisis han mostrado que dicho material es de origen meteorítico. Es difícil señalar con toda precisión la época y el lugar donde se fabricó por primera vez el hierro a partir de sus minerales, lo más probable es que también este procedimiento haya sido accidental. Al observar que el material metálico presentaba mejores características que los entonces conocidos, se deben de haber tratado de reproducir las circunstancias a través de las cuales se había obtenido.

Lo anterior dio lugar a la edad del hierro, la cual se remonta al año 1400 a.C., en la zona suroriental del mar Negro en tierras de Armenia y Anatolia, regiones de las cuales se extendió su conocimiento a Europa y Egipto.

La manufactura tuvo su primer gran auge, y surge como una técnica en sí, con el florecimiento de la civilización romana, fundamentalmente por la producción en masa y la división del trabajo tanto en la producción de textiles, cerámica y vidrio, minería y metalurgia.

Con la caída del Imperio Romano esta organización se pierde, al igual que muchas de las técnicas de producción. El trabajo se organiza alrededor de la familia y los métodos son transmitidos del artesano a sus aprendices.

Durante la Edad Media el desarrollo de nuevas técnicas de producción fue casi nulo y no fue sino hasta el Renacimiento cuando volvieron a reactivarse, fortaleciéndose de manera decidida con la primera revolución industrial a fines del siglo XVIII.

Durante los siglos XIX y XX el diseño de nuevos métodos y procesos ha sido incesante, lo que se ha traducido en un notable aumento de la productividad y por tanto del nivel de vida de la población. Dentro de este período destaca el concepto de manufactura intercambiable, desarrollado por Eli Whitney a mediados del siglo XIX; el ensamble en línea puesto en práctica por H. Ford al inicio del siglo XX y la introducción de la informática en la manufactura a través del concepto de manufactura flexible que apareció durante la década de los ochentas. Este último método está revolucionando los procesos de fabricación y se acompaña de un nuevo concepto de ingeniería integrada por computadora.

## **1.2. Relación entre proceso, material y diseño**

Existe una marcada y a la vez compleja interrelación entre la actividad de diseño, la manufactura y los materiales que se van a utilizar (figura 1.1). Esto es debido a que el diseñador debe cumplir con una serie de condiciones, tales como funcionalidad, resistencia, bajo peso, considerando también que el artículo deberá obtenerse al menor costo posible. Además, se requiere que sea fabricado en la cantidad y con las características de acabado y precisión que el producto amerite.

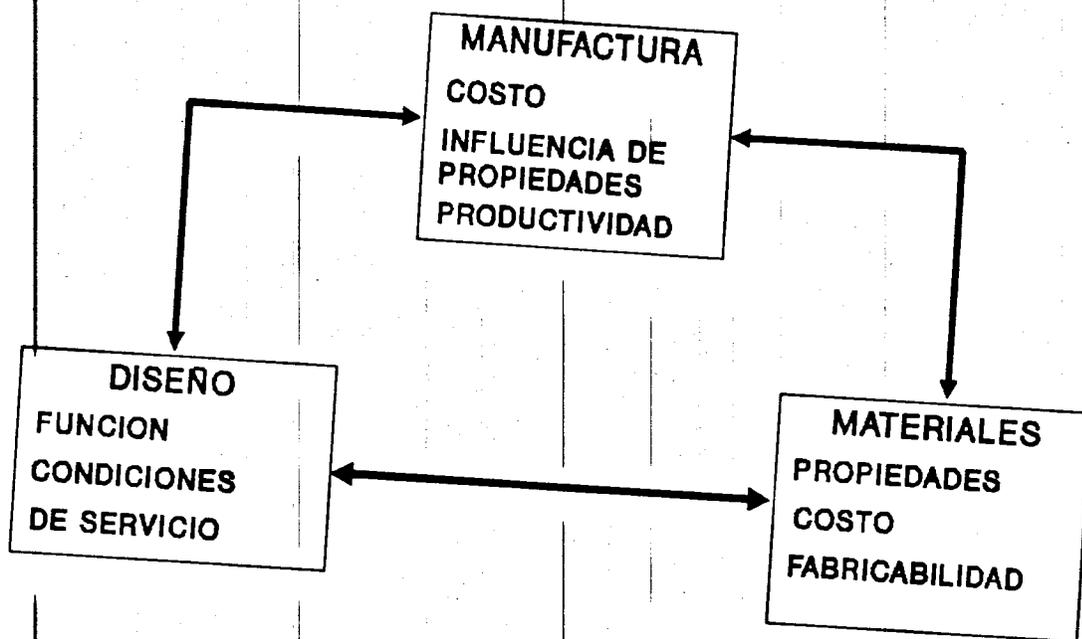


FIGURA 1.1. RELACIÓN ENTRE LA MANUFACTURA, EL DISEÑO Y LOS MATERIALES

Cualquier cambio en el material o en el diseño involucra un nuevo estudio sobre los métodos de producción más idóneos. La mayoría de las piezas que se fabrican se pueden producir a través de varios procedimientos, pero se selecciona aquel que mejor cumpla con la exactitud dimensional, con las propiedades físicas, la capacidad de producción y con la productividad demandada, siempre al más bajo costo.

Seleccionar el proceso más idóneo no es una tarea sencilla y sólo se efectuará una vez que las posibles alternativas sean analizadas a fondo, ya que deberá ser considerado no únicamente el costo en sí de fabricación, sino también el factor de utilización del material; el efecto que el método de procesamiento tiene en las propiedades del producto y por tanto su capacidad ya en servicio; la demanda de mano de obra con el entrenamiento que ésta requiera; la energía necesaria para la transformación; la contaminación por el proceso o por el producto y reciclado del producto, entre otras.

Los factores que influyen en la selección de un proceso de fabricación son:

- Material
- Número de piezas
- Espesores
- Tamaño de las piezas
- Disponibilidad del equipo
- Forma de las piezas
- Acabado
- Tolerancias
- Plazo de entrega
- Herramental necesario
- Consumo de energía
- Contaminación

Para obtener la máxima economía es necesario que la selección del material empleado en la producción de un objeto se haga basada en factores de procesamiento y requerimientos de servicio, aun cuando esto en sí podría significar todo un texto. En la tabla 1.2 se muestran algunos de los principales factores que se deben considerar en la selección de un material.

Al incrementar el número de piezas que se van a producir, el costo de manufactura disminuye al poder prorratear las erogaciones hechas en herramental y maquinaria entre un número creciente de unidades.

El espesor es determinante tanto en los casos de procesamiento por fundición como por deformación plástica, ya que puede ser una limitante de importancia; además, pequeños espesores pueden causar problemas por sujeción en maquinado o torceduras durante el tratamiento térmico.

**TIPO DE ALEACION**  
**FORMA DE SUMINISTRO DEL MATERIAL**  
**TAMAÑO Y TOLERANCIAS**  
**NECESIDADES EN CUANTO A TRATAMIENTO TERMICO**  
**ACABADO**  
**CALIDAD METALURGICA**  
**CANTIDAD**  
**FACTORES DE FABRICABILIDAD**

**TABLA 1.2. FACTORES QUE INFLUYEN EN LA SELECCIÓN DE UN MATERIAL  
PARA PRODUCCIÓN**

El tamaño de las piezas es una limitante muy considerable por la capacidad del equipo instalado, ya que la adquisición de un nuevo equipo deberá estar plenamente justificada desde el punto de vista económico.

La geometría del producto limita el procedimiento. Se considera que a mayor complejidad geométrica de la pieza va aunado un mayor costo.

Normalmente tolerancias más estrictas y mejores acabados (menor rugosidad) representan un factor de capital importancia al momento de seleccionar un proceso de manufactura (figura 1.2), incrementando el costo de fabricación de la pieza. Por lo cual, estos parámetros serán lo menos estrictos posible de acuerdo con las aplicaciones del producto.

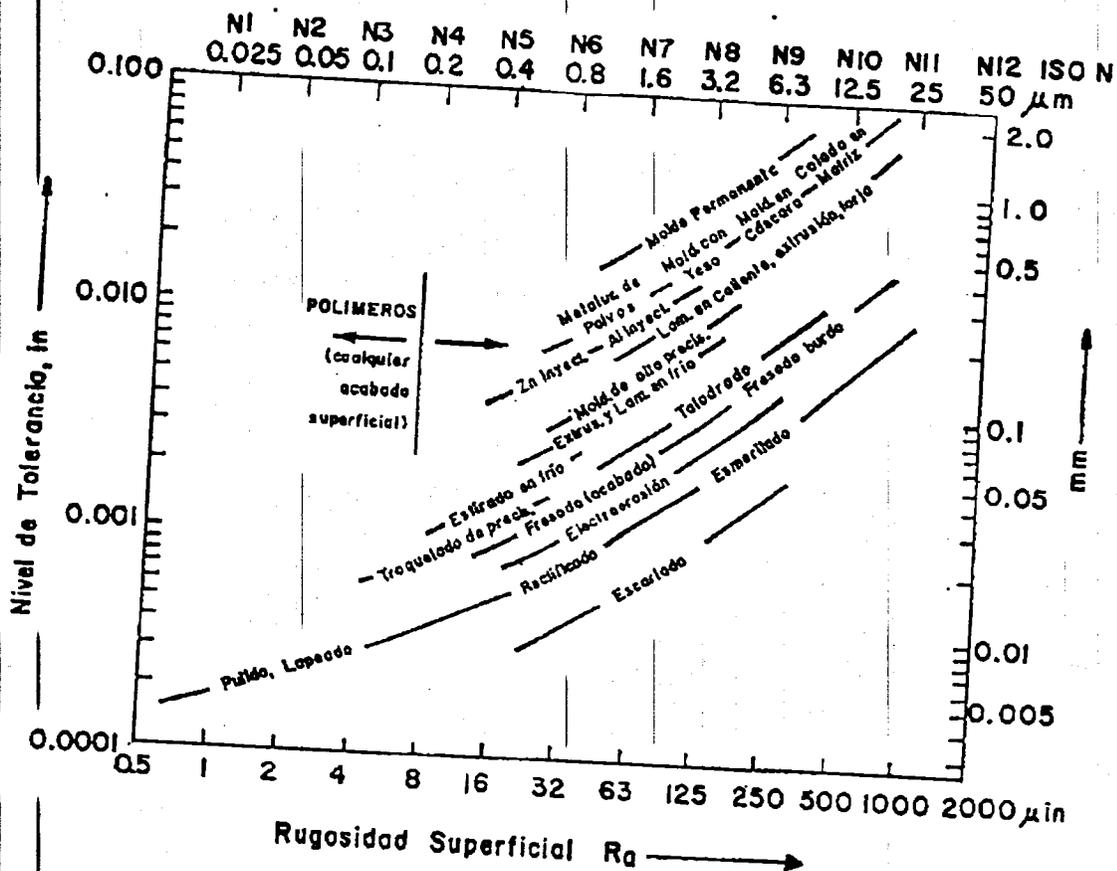


FIGURA 1.2. VALORES APROXIMADOS DE RUGOSIDADES SUPERFICIALES Y TOLERANCIAS DIMENSIONALES TÍPICAS OBTENIDAS CON DIFERENTES PROCESOS DE MANUFACTURA

El material de la pieza que se va a fabricar influye de manera significativa en el tipo de método de manufactura que se debe utilizar (tabla 1.3).

Cuando se requiere un proceso de fabricación, nos encontramos que existen en gran variedad, en algunas ocasiones están restringidos por la temperatura de fusión del material (fundición a presión), o en otras resulta imposible trabajar el material a través de procesos de deformación plástica, como la forja y la laminación en el caso de materiales frágiles como el Zn y los hierros colados.

FORMA	ALEACIONES								1	2	3	4	5
	Al	Cu	Pb	Mg	Ni	Sn	Ti	Zn					
Moldeo en arena	△	△	*	△	△	*		*	△	△	△		
Moldeo	△	△			*				△	*	*		
Colada sin cavidad	*	*	*						△	△	*		
Colada en molde permanente	△	*	*	△	*	*		*	△	*			
Colada en matriz	△	*	△	△		*		△					
Moldeo en yeso	△	△											
Colada en molde cerámico	*	*		*	△			*	△	△	△		
Moldeo de revestim	△	△		*	△					△	*	*	
Centrifugado	*	*			*				△	△	△		
Celda Continua	△	△	*							*			
Forja Abierta	*	*		*	*		*		*	△	△		*
Forja en estampa	*	*		*	*		*			△	△		*
Recalcado	*	*		*	*		*			△	△		*
Cabeceado en Frio	△	△	*		*					△	*	*	
Estampado	△	△		*	△		*	*		△	*	*	*
Pulvimetalurgia	*	△			*				△	△	*	*	△
Electroerosión	*	△	*		△	*		*	*			*	
Fotograbado	△	△	*	△	△	*	△	*		△	*	△	*

△ Uso común      1 Fundiciones                      4 Metales preciosos  
 \* Uso Opcional    2 Aceros al bajo carbono                      5 Metales refractarios  
                           3 Aleac. resiat. al cal. y la corrosión

TABLA 1.3. MÉTODOS DE MANUFACTURA SEGÚN EL MATERIAL DE LA PIEZA  
 QUE SE FABRIQUE

### 1.3. Clasificación de los procesos de fabricación

Agrupar los procesos de manufactura no es una tarea fácil debido a la gran variedad de

métodos existentes, así como también por los diversos puntos de vista que se pueden considerar para tal fin.

Tomando como base las modificaciones geométricas o físicas, los procesos de manufactura se pueden agrupar en:

**PROCESOS QUE INVOLUCRAN CAMBIO DE FORMA.** Son aquellos métodos donde el cambio de forma se produce mediante diferentes procesos, como son:

**Procesos de vaciado o colada.** El cambio de forma se produce mediante la fusión del material y su solidificación en un molde de la forma requerida. Involucra fundamentalmente a los metales, aunque existen algunos que son factibles de aplicar para el vidrio y los polímeros.

**Procesos de conformado mecánico** (métodos de deformación plástica). Un material, usualmente metal, es deformado plásticamente, esto se puede realizar en caliente (no hay endurecimiento) o en frío. Por ejemplo: laminación, troquelado, forja, embutido, extrusión, etc.

**Procesos con arranque de viruta.** En este caso más que un cambio de forma se trata de una generación de la geometría requerida mediante la eliminación de material de un bloque de partida, empleando una herramienta cortante, la cual, a través de la interferencia generada con la pieza, producirá el arranque de material. Estos procesos pueden ser denominados con base en el equipo utilizado o también por las herramientas de corte. Entre otros se pueden mencionar al torneado, fresado, esmerilado, rectificado, etc.

**Procesos para el conformado de polímeros.** Las características especiales de plásticos y hules han llevado al desarrollo de métodos de fabricación particular, tales como el termoformado, inyección, soplado, moldeo por transferencia, extrusión, calandreado, etc., los cuales aun cuando pueden tener denominaciones similares a las utilizadas para los metales, se realizan de maneras muy diferentes.

*Procesamiento a partir de polvos.* Estos métodos se han desarrollado rápidamente e incluyen la formación de elementos útiles a partir de partículas de materiales cerámicos, poliméricos y metales. Consisten en la aglomeración de polvos por compactado y compresión. En esta categoría se puede incluir el procesamiento de los materiales compuestos.

*PROCESOS PARA ACABADO DE SUPERFICIES.* Entre otros se pueden considerar a los recubrimientos electrolíticos, las pinturas, los metalizados por inmersión, los recubrimientos por difusión y los de conversión.

*PROCESOS PARA UNIR PARTES O MATERIALES.* Incluyen los métodos de unión y los de ensamble, soldadura, adhesivos, remaches y juntas atornilladas, entre otros.

*PROCESOS PARA MODIFICAR LAS PROPIEDADES DE LOS MATERIALES.* Comprenden los tratamientos térmicos, termoquímicos, como son el temple, recocido, nitrurado, carburizado, entre otros.

#### **1.4. Manufactura y sociedad**

Es innegable que el adelanto y bienestar de una sociedad está íntimamente ligado al desarrollo y productividad de los procesos de fabricación que emplea. En el cine se ha remarcado una sociedad idílica de tipo campestre típica de siglos pasados, sin embargo la realidad de esta vida era de privaciones y carencias debido a la baja productividad de los métodos empleados. Esto se refleja ya a partir de la primera revolución industrial, en donde a pesar de las malas condiciones del trabajo se producen grandes migraciones a las zonas urbanas de mayor desarrollo industrial, fenómeno que se presenta en gran escala hasta nuestros días.

Es a partir también de este desarrollo industrial cuando se mejoran en general las condiciones de vida de la sociedad en su conjunto. Esto se debe a la disponibilidad de satisfactores a menores costos, llegando a sus extremos en la sociedad de consumo actual, con todos los problemas colaterales que acarrea como es la contaminación ambiental.

Es indudable que el producto interno bruto de una nación está íntimamente ligado con su grado de industrialización (figura 1.3). Es por tanto necesaria la industrialización de un país si se pretende mejorar el nivel de vida de sus ciudadanos, lo cual representa adoptar métodos de producción más eficientes, a la vez menos contaminantes y menos dispendiosos en el consumo de energía.

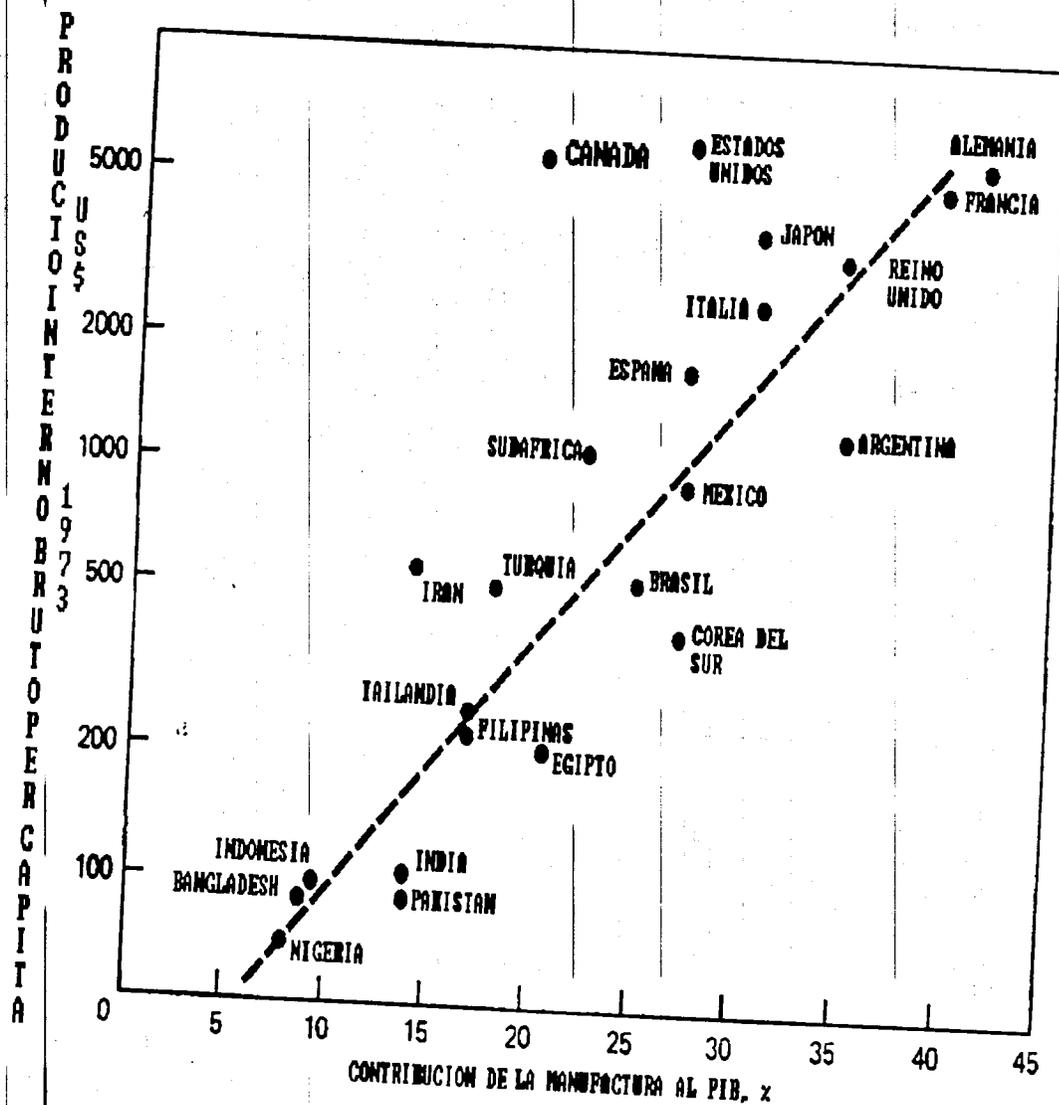


FIGURA 1.3. RELACIÓN DE LA CONTRIBUCIÓN DE LOS PROCESOS DE MANUFACTURA AL PRODUCTO PER CÁPITA. COMPARACIÓN ENTRE PAÍSES CON DIFERENTES GRADOS DE INDUSTRIALIZACIÓN (DATOS HASTA 1980)

#### 1.4.1. Formación de los procesos de manufactura

Durante mucho tiempo se consideró a la actividad del ingeniero en el campo de la manufactura como poco creativa. Los planes de estudio de las diversas escuelas dieron muy poca importancia a los conocimientos requeridos en el área. En la actualidad nos encontramos en un parteaguas en donde se está reconociendo la verdadera importancia que para el buen desarrollo de la planta industrial tienen los profesionales bien preparados y con conocimientos a fondo de los procesos. Por otro lado, la aplicación de los sistemas de cómputo en el proceso hacen necesaria la formación de ingenieros con conocimientos amplios en las posibilidades de manufactura de los diversos productos, capaces de diseñar y fabricar el herramental que sea necesario para la producción del artículo, con conocimientos de automatización y que puedan utilizar la valiosa herramienta que significa la computadora.

## TEMA I

### ANTECEDENTES

1. Indique los **parámetros** que se deberán tomar en consideración al seleccionar un proceso de manufactura. Justifique cada uno.
2. ¿Cómo se podrán clasificar los procesos de manufactura? Desarrolle un cuadro sinóptico.
3. Indique 3 métodos de fabricación **por deformación plástica**.
4. ¿Cuáles son las ventajas y desventajas de los procesos con **arranque de viruta**?
5. Mencione 3 procesos para acabado de superficies.
6. ¿Se pueden considerar a los procesos de tratamiento térmico como parte de los procesos de manufactura? Justifique su respuesta.
7. ¿Qué ventajas se obtendrán al seleccionar correctamente un proceso de manufactura?
8. ¿Cuál es la influencia en el ámbito social del desarrollo de los procesos de manufactura?
9. Del producto interno bruto de México, ¿qué porcentaje **corresponde a las manufacturas**? Compare usted con Alemania, Japón, EUA; ¿qué se puede concluir?
10. ¿Cuál es la tendencia en el desarrollo de los procesos de manufactura?
11. En nuestro país, ¿cuál es la tendencia en los procesos de manufactura?

12. Investigue usted, en cuanto al empleo de materiales, ¿cuáles serán las orientaciones que se deberán seguir en los próximos años?
13. Investigue ¿cuáles son las industrias manufactureras más importantes en el país?
14. ¿Cómo se estima que sea la tendencia en la producción y el consumo de acero para los próximos años en México?
15. ¿Cómo se estima que sea el consumo de metales no ferrosos, fundamentalmente las aleaciones base aluminio, cobre y zinc, en México para los próximos años?
16. ¿Cómo se podrán evaluar los parámetros de selección de un proceso de manufactura?
17. Proponga un método que permita la correcta selección de un proceso de manufactura.
18. En cuanto a consumo de energía, ¿cuál será la tendencia de los procesos de manufactura?

## Capítulo 2

# Obtención del hierro y procesos de aceración

### 2.1. Generalidades

Desde hace más de dos mil años a la fecha el hierro ha sido el metal más utilizado por el hombre. En la actualidad los aceros significan, con mucho, la familia de materiales más importante, a pesar del amplio desarrollo de polímeros, cerámicos y compuestos. De esto se desprende entonces la necesidad de conocer los procesos de fabricación de tan importante familia de aleaciones.

El primer periodo de la siderurgia se remonta 1400 años a.C.; se caracterizó porque la fabricación del hierro se hacía en una sola etapa, aunque prácticamente este proceso fue abandonado en el siglo XIX, todavía en la actualidad es practicado por pueblos primitivos que viven en lugares remotos de África. La fabricación se hacía por reducción directa del mineral; se obtenían pequeñas partículas metálicas de aspecto esponjoso, que luego se reunían y se les daba forma por martillado en caliente.

El segundo periodo de la siderurgia se inicia a mediados del siglo XIV; se caracteriza por la obtención del hierro en dos fases: la fundición se conseguía en estado líquido en un horno alto, y partiendo de la fundición y oxidándola, el hierro se obtenía en hornos bajos o de pudelar en un estado pastoso.

Desde mediados del siglo XIX a nuestros días se han realizado grandes innovaciones y modificaciones a los procesos y equipos empleados, entre los que se pueden mencionar la colada continua, los convertidores de sopleo de oxígeno, entre otros.

Los métodos más utilizados en la actualidad para la fabricación de acero se muestran en el siguiente diagrama.

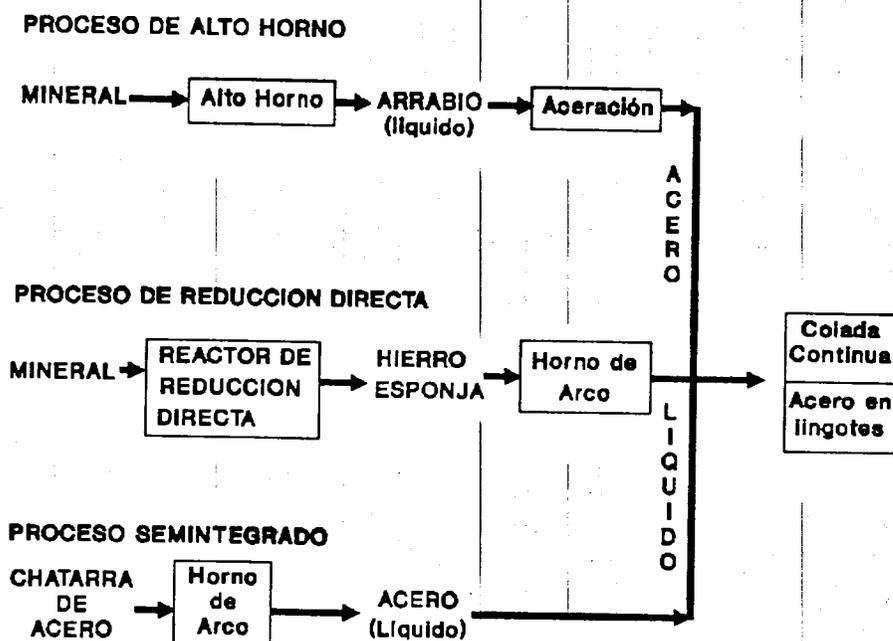


FIGURA 2.1. DIAGRAMA DE OBTENCIÓN DEL HIERRO Y PROCESO DE ACERACIÓN

**INSUMOS SIDERÚRGICOS.** Las principales materias primas para la industria siderúrgica son los minerales de hierro, los carbones minerales y la chatarra.

**Mineral de hierro.** Por su densidad, la proporción de hierro que existe en el núcleo central terrestre es mayor que en la corteza. En general sus minerales están distribuidos, y de hecho casi todos los países cuentan con yacimientos de importancia; se encuentra asimismo en la mayoría de las rocas, sin embargo cuatro minerales son explotados industrialmente: tres óxidos (magnetita, hematitas rojas y hematitas pardas) y un carbonato (siderita), en la tabla 2.1 se muestran las características de los compuestos de hierro. Las piritas (sulfuros) no son utilizadas por el alto contenido de azufre que le transfieren al acero, mientras que los silicatos aun cuando son muy abundantes, no son apropiados debido al alto costo de su proceso de refinación.

DENOMINACIÓN	FÓRMULA QUÍMICA	RIQUEZA TEÓRICA %	PESO ESPECÍFICO	COLOR MÁS FRECUENTE
magnetita	$Fe_3O_4$	72.3	5.0	negro-gris
hematitas rojas	$Fe_2O_3$	70.0	4.9	rojo
hematitas pardas	$NFe_2O_3MH_2O$	60.0	4.5	amarillo-rojizo
carbonato (siderita)	$FeCO_3$	48.3	3.7	pardo

TABLA 2.1. CARACTERÍSTICAS DE LOS PRINCIPALES COMPUESTOS DE HIERRO

No todos los yacimientos de minerales de hierro pueden ser explotados de manera rentable, esto depende de su situación geográfica, riqueza y tipo, reservas, compuestos con los que está asociado, porosidad y tamaño de la partícula, entre los factores más importantes.

Los factores antes mencionados influyen en el costo de explotación y por ende del producto, así como en la calidad de éste.

El mineral que es cargado al horno o al reactor de reducción directa está compuesto por una mezcla de los óxidos o carbonatos de hierro así como de material estéril o ganga, el cual está constituido por una combinación de óxidos, silicatos y carbonatos no ferrosos, tales como la cal, alúmina, magnesia y sílice.

**Carbones minerales.** Hasta principios del siglo XVIII el combustible empleado en la siderurgia fue el carbón vegetal. Sin embargo, su consumo desmedido hizo necesaria la emisión de leyes que evitaran la deforestación causada, pero a la vez, provocaron limitantes a la producción. Ésta fue superada cuando, alrededor de 1730, Abraham Darvy comenzó a utilizar coque, obtenido por destilación del carbón mineral.

Dado que los carbones empleados para coquizar son caros y escasos se ha tratado siempre de reducir su consumo; en nuestros días su costo representa del 50 al 70 % del total del proceso.

**Chatarra.** El abastecimiento de chatarra, insumo primordial de las empresas semintegradas, es variable en su precio y es inestable en su producción, calidad y posibilidades de suministro. En países como México es, en general, de baja calidad y su oferta es mucho menor que la demanda, lo que hace necesaria la importación fundamentalmente de los Estados Unidos. Los problemas mencionados han provocado que algunas empresas se decidan por la instalación de equipos de reducción directa, convirtiéndose en integradas.

## 2.2. Preparación de las materias primas

Los minerales de hierro antes de ser cargados en el horno deben sufrir diversas operaciones de preparación (figura 2.2), cuya finalidad es aumentar la concentración del mineral así como su porosidad, todo lo cual redundará en una mayor productividad del horno y en un menor consumo de coque.

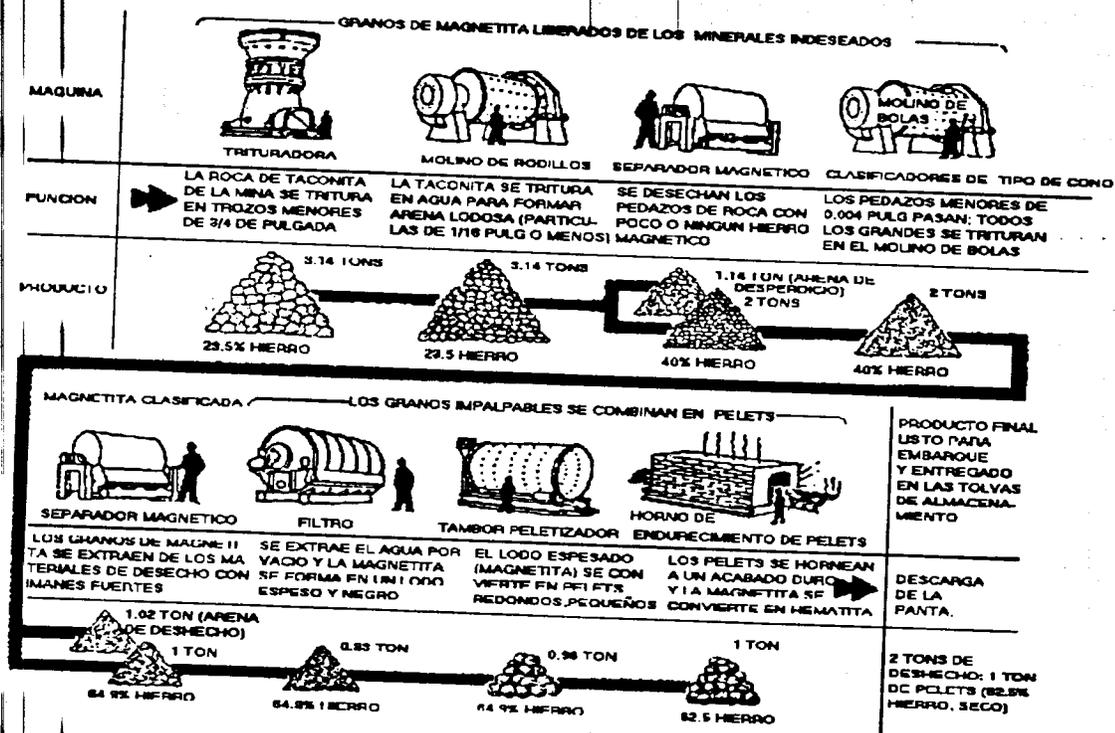


FIGURA 2.2. PREPARACIÓN DEL MINERAL

La tendencia general al llevar a cabo las operaciones de preparación ha sido que mientras la riqueza de los minerales disminuye con el tiempo, la concentración al introducirlos en el horno aumenta. Lo anterior puede observarse en la siguiente tabla:

AÑOS	1958	1960	1970	1980	1990
RIQUEZA DE LA MINA (%)	47	45	40	38	35
CONCENTRACIÓN AL SER CARGADO AL HORNO (%)	52	54	58	60	62

TABLA 2.2. RIQUEZA DE LA MINA CON EL TIEMPO

**EXTRACCIÓN Y PREPARACIÓN.** Se realizan de maneras muy diversas, dependiendo del tipo de yacimiento (cielo abierto, galerías subterráneas), calidad del mineral, clase, tipo de ganga, presentación del mineral en la roca, etc.

El mineral se presenta, generalmente, en forma de grandes masas que es necesario romper mediante explosivos, para facilitar su extracción. Posteriormente se lava a fin de eliminar materiales terrosos y arcillas. Algunas clases como los carbonatos y magnetita son calcinados para que su reducción posterior en el horno se realice con mayor facilidad. Como última etapa se aglomeran para facilitar su manejo.

**Trituración.** Se realiza en varias etapas. Se emplean trituradoras de cilindros, tanto planas como dentadas, quebradoras de quijadas, de articulación y giratorias, entre las principales (figura 2.3). En la última etapa de trituración, el mineral alcanza dimensiones inferiores a 10 mm.

**Molienda.** En esta etapa los molinos transforman los pequeños trozos del mineral en partículas menores de 1 mm de diámetro. Los molinos generalmente son de barras y, en ocasiones, pueden utilizarse también los de bolas.

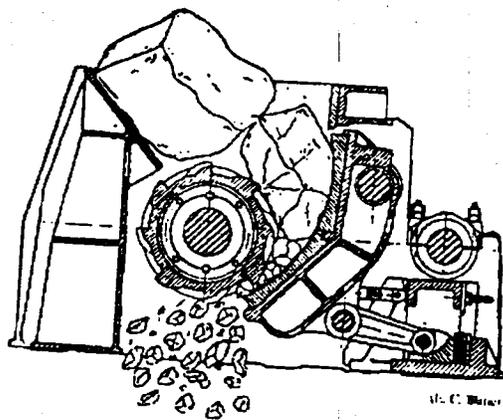


FIGURA 2.3. TRITURADORA DE MANDÍBULA Y CILINDRO

**Cribado.** Después de la trituración y molienda es necesario clasificar por tamaños las partículas del mineral.

**Concentración.** Una vez triturado el mineral es necesario separar la parte estéril que lo acompaña, así se aumenta su riqueza. La concentración se efectúa por diversos medios que dependen del tipo del mineral y de la etapa en que se realice. Puede ser por diferencia de densidad (gravedad o flotación) (figura 2.4.a) o bien aprovechando sus propiedades magnéticas (figura 2.4.b).

**Aglomeración.** Una vez que el mineral ha sido concentrado adecuadamente (riqueza mayor al 60%) se procede a su aglomeración, con la finalidad de producir trozos de dimensiones convenientes y de gran porosidad. Lo anterior redundará en mayor productividad, además de que permite el aprovechamiento de las partículas pequeñas (menores de 10 mm), tales como los polvos de tragante, la cascarilla de laminación y los polvos de trituración.

Los procesos de aglomeración más comunes son el brinqueteado, nodulizado, sinterizado y peletizado. En el **brinqueteado** la aglomeración se realiza por simple compresión sin necesidad de calor y sin reacciones químicas. Este procedimiento es poco usual, en algunas ocasiones se adicionan arcillas, cal o bentonita para facilitar la aglomeración.

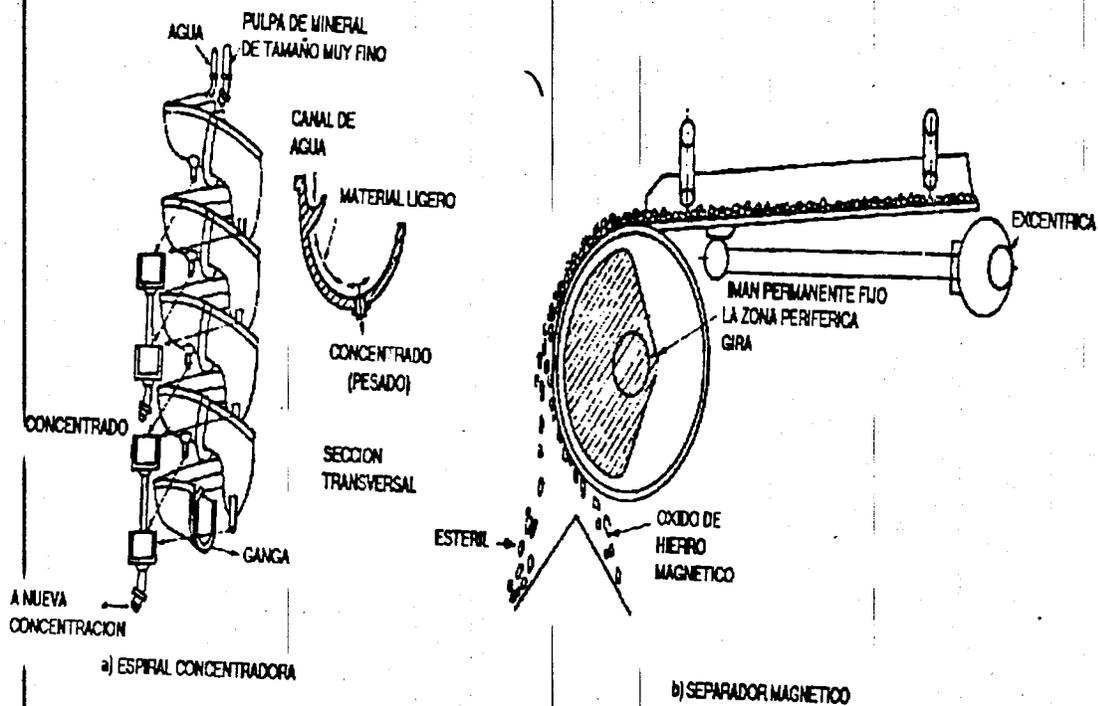


FIGURA 2.4. CLASIFICACIÓN Y CONCENTRACIÓN DEL MINERAL

El **nodulizado** se aplica para aglomerar el mineral mediante su fusión incipiente. Se emplean hornos cilíndricos de grandes dimensiones (60 m de largo por 3 m de diámetro), en donde el mineral se somete a la acción combinada de giro y calentamiento; se forman entonces aglomerados de tipo esférico. El proceso no se ha difundido a nivel industrial debido a que el mineral tiende a adherirse a la superficie del horno y dificulta su propio avance.

En el **sinterizado** (figura 2.5) la aglomeración se logra mediante la fusión incipiente del mineral mezclado con coque. Para tal fin se cuenta con un quemador colocado en la parte superior. Al finalizar se obtiene un material resistente y poroso que a la salida de la máquina se tritura y posteriormente se criba.

El **peletizado** es el proceso más utilizado actualmente (figura 2.6), y consta de dos etapas: formación del pelet verde; para esto se emplean tambores, platillos o conos. Al término de la etapa se tiene una partícula semiesférica de 10 a 20 mm de diámetro y de reducida resistencia a la compresión. La segunda etapa consiste en el endurecimiento del pelet, el cual

es sometido a un proceso de cocimiento en hornos especiales. Como aglomerante se emplea bentonita en aproximadamente un 1% .

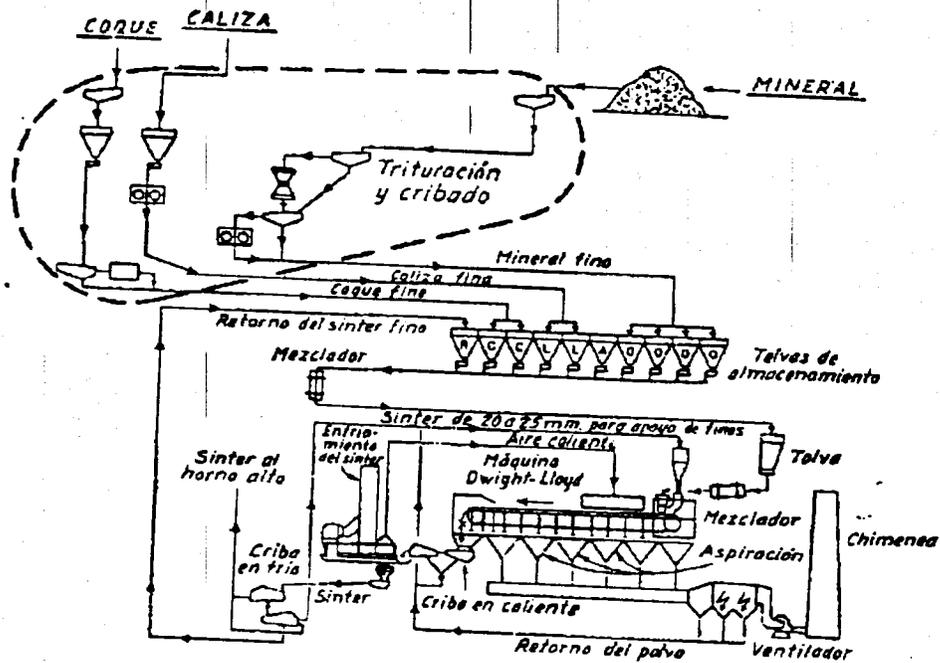


FIGURA 2.5. SINTERIZADO DEL MINERAL

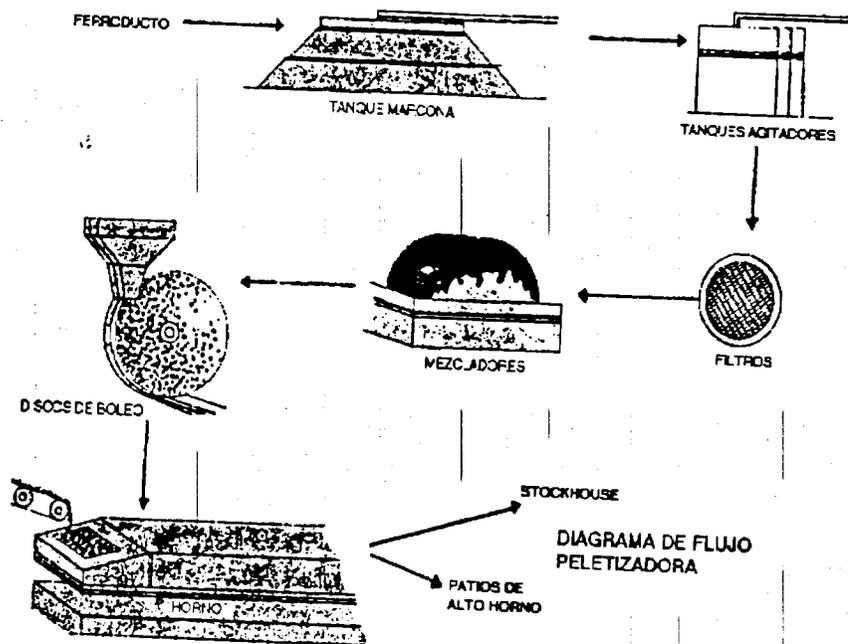


FIGURA 2.6. PELETIZADORA

**CLASIFICACIÓN DE LOS CARBONES MINERALES.** Existen varias formas de clasificarlos. Una de las más simples establece los siguientes grupos, cuyas propiedades también aparecen a continuación:

DENOMINACIÓN	APLICACIONES	VOLÁTILES %	kCal/kg	COMPOSICIÓN		
				C	O	H
Lignito	Horno de reverbero y fabricación de gas pobre	45	7.750	77	15	5.7
Hulla seca de llama larga	Para calderas. No coquizable	40	8.200	79	12	5.6
Hulla semigrasa de llama larga	Producción de gas de ciudad. No coquizable	35	8.550	82	8	5.4
Hulla grasa	Coque corriente para fraguas. Coquizable	30	8.700	85	6.5	5.2
Hulla semigrasa de llama corta	Coque metalúrgico. Coquizable	25	8.750	88	5	5.0
Hulla seca de llama corta	Producción de vapor. Poco coquizable	15	8.650	91	3	4.5
Antracita	Centrales térmicas. Calderas de calefacción	8	8.600	95	2.5	3.7

TABLA 2.3. CARBONES MINERALES

**COQUE.** Es el combustible fundamental en la industria siderúrgica. En los altos hornos juega el papel no sólo de combustible sino también de agente de soporte. Este material es un residuo sólido poroso, que se obtiene de la destilación de hullas semigrasas de llama corta, con 22 a 26% de volátiles y menos del 6% de ceniza. El proceso de coquización se realiza en cámaras cerradas, donde los carbones se calientan a temperaturas que oscilan entre 900 y 1250 °C fuera del contacto con el aire.

Las características más notables del coque son: gran resistencia a la compresión (mayor a 100 kg/cm<sup>2</sup>), elevado índice de superficie a peso (porosidad) que facilita notoriamente las reacciones, gran resistencia a la abrasión y al desgaste, y combustión sin llamas ni humos.

Su composición aproximada se muestra en la siguiente tabla:

Carbono fijo	85 a 90%
Volátiles	2%
Cenizas	8%
Azufre	1%
Poder calorífico	7125 kcal/kg

TABLA 2.3 COMPOSICIÓN APROXIMADA DEL COQUE

Sus cenizas están compuestas por:

SiO <sub>2</sub>	35%
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	25%
CaO	15%
MgO	5%
P	0.15%
Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	15%

TABLA 2.5. COMPOSICIÓN DE LA CENIZAS

Por otra parte, el carbón vegetal presenta la siguiente composición:

Carbono fijo	80%
Cenizas	4%
Azufre-trazas volátiles	8%
Humedad	80%
Poder calorífico	6750 kcal/kg

TABLA 2.6. COMPOSICIÓN DEL CARBÓN VEGETAL

Es muy importante que el porcentaje de azufre sea menor del 1% y que el de las cenizas sea menor del 9% , a la vez éstas deben ser fácilmente escorificables. Normalmente se requiere 1.6 kg de caliza por cada kg de ceniza.

**Proceso de coquización.** El coque, como se ha mencionado, se obtiene por destilación de las hullas en cámaras verticales, regularmente cerradas, cuyas dimensiones aproximadas son de 0.4 m de ancho por 4.5 m de altura por 12 m de fondo, su capacidad es de unas 20 toneladas de carbón. Son agrupadas en baterías de 20 a 80 hornos, y dan lugar a lo que se denomina como planta de coquización.

El carbón se carga por la parte superior, en la que además se encuentran unos colectores para los gases generados, de ahí éstos se circulan a la planta de destilación. Las puertas frontal y posterior sirven para la descarga del coque incandescente.

La cámara está formada por material refractario silico-aluminoso. Para el proceso se requiere calentar el carbón a temperaturas del orden de los 900 a 1250 °C, mediante la combustión de una fracción de los propios gases de coquización no condensables. Los humos pasan a través de las paredes de las cámaras, circulan posteriormente por un regenerador y de allí salen por la chimenea. El proceso suele durar de 16 a 24 horas dependiendo de la temperatura y ancho de las cámaras (4 horas por 0.1 m de ancho) (figura 2.7).

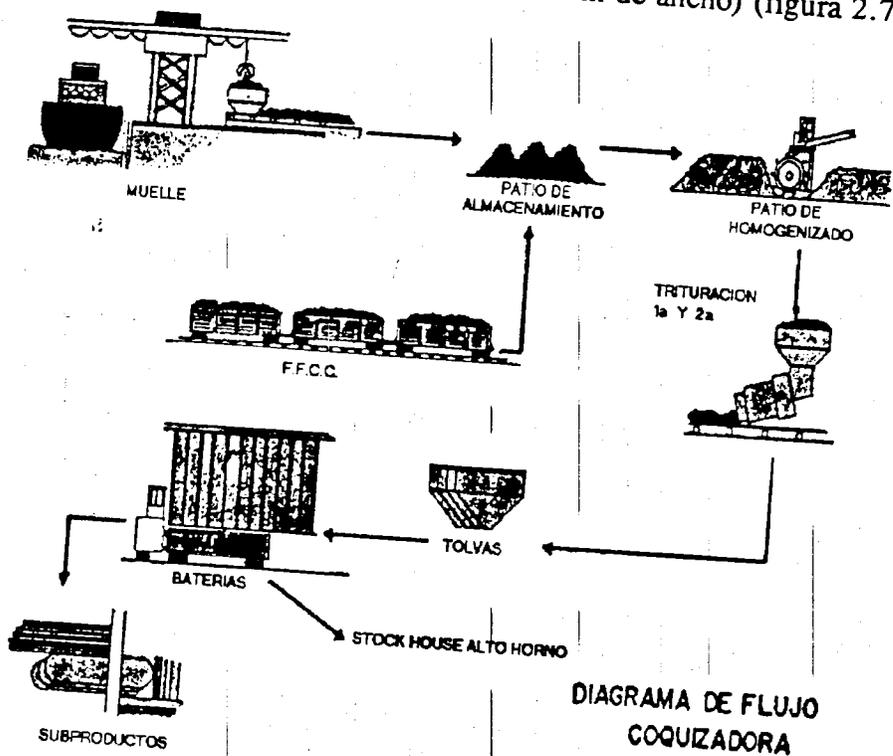


DIAGRAMA DE FLUJO COQUIZADORA

FIGURA 2.7. COQUIZADORA

Los volátiles pueden ser aprovechados como materia prima para fabricar abonos, plásticos, colorantes y explosivos, ya que al condensarlos se obtiene brea, alquitrán, amoniaco y benzol, entre otras muchas sustancias.

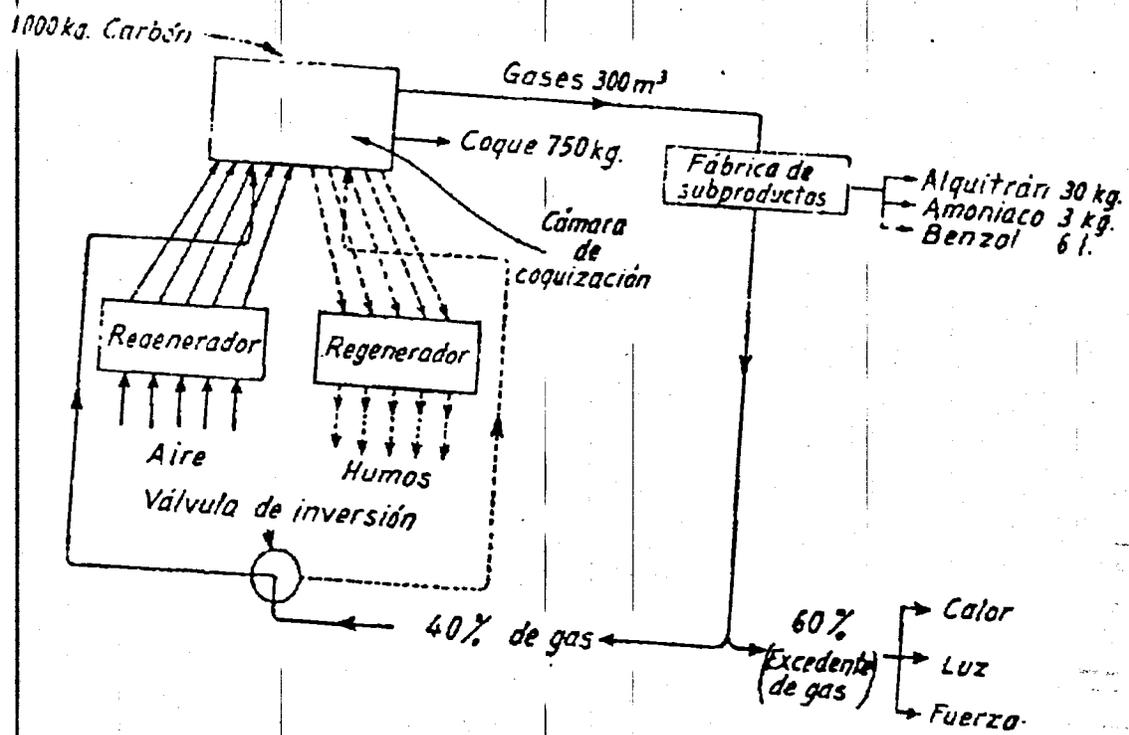


FIGURA 2.8. ESQUEMA GENERAL DE UNA BATERÍA DE COQUE CON FABRICACIÓN DE SUBPRODUCTOS

Los gases no condensables suelen estar formados por hidrógeno (57%) y metano (25%), además de monóxido de carbono, nitrógeno, butano y propano. Por esto son empleados como combustible en la propia planta y en instalaciones auxiliares de fuerza.

Por cada 1000 kg de carbón se obtiene:

- 750 kg de coque
- 300 m³ de gas
- 20 kg de brea
- 30 kg de alquitrán

El poder calorífico de los gases no condensables es de  $4250 \text{ kcal/m}^3$  aproximadamente.

Debido a que el coque representa el costo operativo fundamental (50 al 70 % del costo total), en el alto horno se han efectuado mejoras para reducir su consumo; en los últimos 40 años ha pasado de una tonelada de coque por cada tonelada de arrabio a menos de 500 kg.

### 2.3. Método del alto horno

Por su economía y capacidad de producción, el alto horno es la instalación de reducción de hierro más empleada en el mundo.

Los primeros hornos de este tipo aparecieron en Europa en el siglo XIV; empleaban como combustible carbón vegetal hasta que su escasez hizo necesario el uso de carbón mineral en el siglo XVII, con una producción de 300 a 500 kg/d.

Ya en el siglo XVIII, eran de 8 m de alto,  $30 \text{ m}^3$  de volumen y producían aproximadamente 1500 kg/d. Las dimensiones de estos primeros hornos estuvieron limitadas en un principio por la capacidad de la alimentación de aire, el cual, en esta etapa, se suministraba por fuelle a una presión de  $0.05 \text{ kg/cm}^2$ ; posteriormente, en 1757, se emplearon sopladores de pistón ( $0.10$  a  $0.20 \text{ kg/cm}^2$ ) y soplantes movidos por vapor en 1769.

En tabla 2.7 se puede observar claramente la forma en la que han evolucionado estas instalaciones en los últimos 200 años.

**SISTEMAS FUNDAMENTALES DEL HORNO.** Consiste en sistema de carga, cuerpo del horno, campanas de cierre y sistemas de recolección y depuración, dispositivos de refrigeración, sistemas de alimentación y de precalentamiento de aire (figura 2.9).

AÑO	CAPACIDAD (ton/d)	CRISOL (m)	VOLUMEN (m <sup>3</sup> )	PRODUCCIÓN (kg/m <sup>3</sup> - d)	TEMPERATURA DEL AIRE	CONSUMO COQUE
1800	5	1.5	50	100	15	6500
1825	10	2.5	75	130	15	6000
1850	40	2.7	150	300	400	2500
1875	100	3.0	250	400	500	1800
1900	300	4.0	400	750	600	1300
1925	800	6.0	500	1600	800	1200
1950	1000	7.0	800	2000	950	1000
1665	4000	9.5	1750	2290	1100	650
1975	10000	14.0	4000	2500	1250	480

TABLA 2.7. EVOLUCIÓN DEL ALTO HORNO

Dada la gran cantidad de coque, mineral y caliza que se necesita introducir en el horno para efectuar la reducción y fusión del hierro, es imprescindible contar con un sistema de carga, compuesto por cintas transportadoras y vagones que ascienden a lo largo de un plano inclinado. Además de lo anterior y de manera independiente es necesario contar con máquinas apiladoras para facilitar el manejo de las materias primas desde los patios de almacenamiento.

**Cuerpo del horno.** El cuerpo de los modernos altos hornos está compuesto por dos conos truncados, con su parte inferior casi cilíndrica. Por características estructurales se distinguen dos clases:

Hornos autosostenibles que no cuentan con una estructura metálica que los soporte (sin madrastra).

Hornos en los que su parte superior se apoya sobre una viga metálica circular, sostenida, a su vez, sobre vigas igualmente metálicas. El horno, en sí mismo, está formado por gruesas placas de acero revestido por material refractario de 0.6 a 1.5 m de espesor.



En el horno se distinguen cinco zonas (figura 2.10):

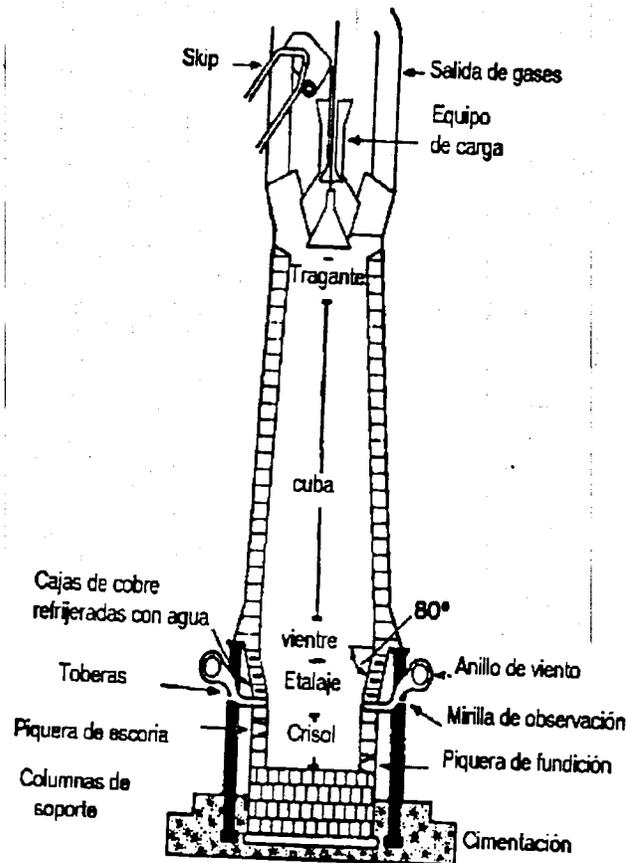


FIGURA 2.10. ZONAS DEL HORNO

**Tragante.** Es la parte superior donde se cargan las materias primas. Está revestido por placas de acero resistente al desgaste.

**Cuba.** Está formada por el primer cono truncado, cuyo diámetro inferior es mayor. En esta zona se efectúan la mayor cantidad de las reacciones. El material refractario es silico-aluminoso.

**Vientre.** Es la región de mayor diámetro, y en la que se unen los dos conos truncados.

**Etalaje.** Corresponde a la zona de toberas y es, por tanto, donde se efectúa la combustión del coque y se presentan las máximas temperaturas. En los hornos modernos es común el empleo de semigrafito o carbón amorfo como revestimiento refractario.

*Crisol.* Es la parte inferior cilíndrica donde se reúne el arrabio y la escoria en estado líquido antes de su salida del horno. El revestimiento suele ser de carbón amorfo, semigrafito y grafito.

*Sistema de recolección y depuración de los gases de combustión.* Consiste en un dispositivo de carga y cierre con doble campana, localizado en la parte superior del horno, que sirve para evitar el escape de los gases de combustión. Al nivel de descarga de las materias primas se encuentran una serie de tubos verticales de gran diámetro que recolectan los gases de combustión, los cuales, dado su poder calorífico remanente y su carácter contaminante, no son descargados directamente a la atmósfera.

El sistema de depuración esquemáticamente es como sigue:

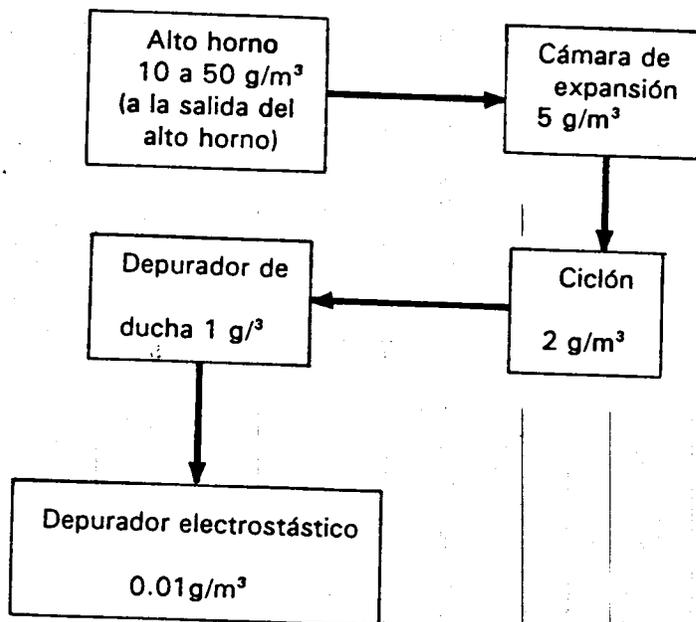


FIGURA 2.11. DIAGRAMA DEL SISTEMA DE DEPURACIÓN. MASA DE POLVO ARRASTRADA POR LOS GASES DE ALTO HORNO AL PASAR POR LAS DIFERENTES ETAPAS DE DEPURACIÓN

Los polvos que escapan junto con el gas de tragante están constituidos por:

C = 15%

FeO, Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 70%

CaO = 10%

El resto lo forman otros óxidos. De acuerdo con el esquema anterior, el gas de tragante circula en primera instancia a través de uno o dos colectores o cámaras de expansión, en donde se deposita la mayor cantidad de polvos, esto al perder velocidad el gas. A continuación circula por un ciclón, en donde se depositan, por acción de la fuerza centrífuga, las partículas sólidas. A la salida de este equipo se tiene menos de 2 g de polvo por metro cúbico de gas.

Posteriormente se pasa a través de un filtro de agua o depurador de ducha, a cuya salida el contenido de polvo es menor de un g/m<sup>3</sup>. Los gases húmedos se circulan a través de una cámara que cuenta con una serie de trampas; estos frecuentes cambios de dirección sirven para secar los gases antes de su utilización.

Como última fase se suelen emplear depuradores electrostáticos, en los que se emplean corrientes continuas de alta tensión y bajo amperaje para eliminar los polvos. Estos depuradores consisten en una serie de tubos metálicos verticales con un alambre en el centro que se conecta al polo positivo. Los gases en el interior del tubo se ionizan y provocan así que los polvos se depositen sobre su superficie. Al final de este proceso, el gas resulta con menos de 0.01 g/m<sup>3</sup> y se conduce entonces a las estufas donde es empleado como combustible para de ahí salir por la chimenea ya como gas de combustión.

**Dispositivos de refrigeración.** Las altas temperaturas que se desarrollan en el interior del horno, hacen necesario el enfriamiento del revestimiento refractario, fundamentalmente en las zonas del etalaje y la cuba. Se emplean cajas de cobre refrigeradas con agua; en algunas ocasiones se llegan a aplicar duchas, que incrementan la vida del refractario, pero resultan desfavorables al balance térmico del horno. Para comprobar la importancia de este sistema es conveniente

mencionar que el consumo de agua en metros cúbicos por hora es aproximadamente igual al volumen interior del horno.

**Sistemas de suministro y precalentamiento de aire.** El aire que se introduce en el horno es impulsado por solpadores movidos por turbinas de vapor. La presión de suministro depende del diseño y capacidad del horno: en hornos de contrapresión, la presión es del orden de 4.5 kg/cm<sup>2</sup> aunque en otros casos puede ser tan baja como 1.5 kg/cm<sup>2</sup>.

De los turbosopladores el aire es enviado a la estufa Cowper, en donde se precalienta a una temperatura de 800 a 1000 °C. En estufas con cámara de combustión independiente el viento se calienta hasta 1300 °C.

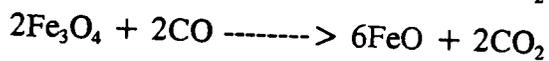
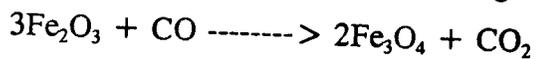
De las estufas de calentamiento el aire pasa al anillo de viento y de ahí es suministrado al horno a través de las toberas. Estas piezas son normalmente de cobre y se refrigeran con agua; su número es variable y depende del tamaño del horno (tabla 2.8), siendo del orden de:

DIÁMETRO DEL HORNO (m)	6	7	8.5	10	14
NÚMERO DE TOBERAS	20	25	30	32	40

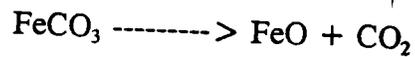
TABLA 2.8. TAMAÑO DEL HORNO VS. NÚMERO DE TOBERAS

**REACCIONES QUÍMICAS QUE SE PRODUCEN EN EL INTERIOR DEL HORNO.** Las reacciones químicas que se llevan a efecto caracterizan a cada una de las zonas de horno, así se tiene:

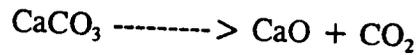
La reducción directa del mineral y la obtención del óxido ferroso ocurren en la cuba a una temperatura de 500 a 1000 °C, presentándose las siguientes reacciones:



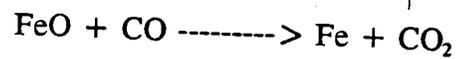
Alrededor de 600 °C se realiza la descomposición del carbonato de hierro, en caso de estar presente, según:



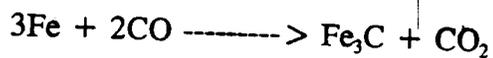
La descomposición de la caliza ocurre aproximadamente a 800 °C



La reducción del óxido ferroso se efectúa a temperaturas mayores de los 950 °C de acuerdo con la siguiente reacción:

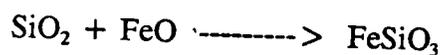


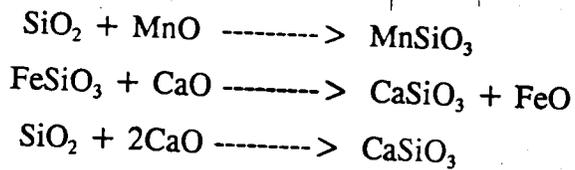
El hierro metálico obtenido en el alto horno se encuentra en sus primeros momentos en forma de esponja sólida, ya que su temperatura de fusión es muy elevada (1539 °C). Dicha esponja en presencia del monóxido de carbono se carbura, lo que se puede ejemplificar a través de la siguiente reacción:



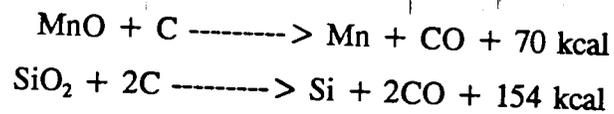
Al absorber un alto contenido de carbono (1.5 a 3 %) el hierro se funde, en virtud de que su temperatura de fusión se ha reducido; luego al descender en forma de gotas a través del coque incandescente, se carbura todavía más y llega al crisol con un 3 a 4% de carbono, con lo que se ha transformado en una fundición.

Al alcanzar las altas temperaturas de 1000 a 1350 °C, comienza entonces la formación de la escoria que está constituida por varios silicatos. Se debe tener en cuenta la proporción de cal y sílice que la componen (CaO/SiO), de tal manera que dicha relación sea aproximada a la unidad, ya que así se favorece la desulfuración, y la temperatura de fusión de la escoria resultante es mínima. Las reacciones de formación de escorias son:



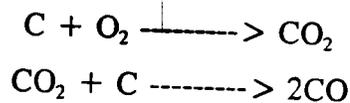


La reducción de los óxidos de manganeso y silicio es difícil, se logra sólo a temperaturas mayores de 1350 °C. Puede considerarse que dichas reacciones ocurren por acción directa del carbono, según lo siguiente:



Estos elementos una vez reducidos pasan a la fundición.

El aire que penetra en las toberas a gran velocidad (100 a 150 m/s) reacciona con el coque incandescente y produce una combustión incompleta con la formación del monóxido de carbono. En la proximidad de las toberas, se alcanzan temperaturas de 1850 a 2000 °C. Las reacciones características son:



Con base en lo anterior se tiene que las cuatro fases principales que se presentan en un alto horno para la obtención del arrabio son:

1. Combustión del coque y de otros combustibles, tales como hidrocarburos líquidos y gaseosos, con la finalidad de conseguir las condiciones necesarias para la reducción.
2. Reducción de los óxidos presentes.
3. Carburación del hierro y fusión del arrabio.
4. Separación del arrabio y escorias por diferencia de densidad.

El alto horno se puede considerar como un gran reactor que trabaja a contracorriente. Es atravesado de abajo hacia arriba por una columna gaseosa caliente de carácter reductor que tarda de 3 a 8 s ; por otro lado la carga sólida en descenso dura de 12 a 18 h .

La corriente gaseosa circulante se origina cuando se inyecta aire caliente (800 a 1250 °C), el cual en ocasiones se enriquece con oxígeno (hasta 6%). En su camino ascendente, la temperatura de los gases va descendiendo desde 1850 °C en la zona de toberas, hasta 150 a 200 °C en el tragante, a la vez que va variando su composición; al final queda aproximadamente:

CO = 23%	CH <sub>4</sub> = 0.5%
CO <sub>2</sub> = 18%	N <sub>2</sub> = 54.5%
H <sub>2</sub> = 4%	CO/CO <sub>2</sub> = 1.28%

Este gas se puede considerar como un gas pobre (700 a 900 kcal/m<sup>3</sup>) y es empleado en el calentamiento de las estufas Cowper así como en la generación de vapor. Para lo anterior, es necesario eliminar en primera instancia el polvo que es arrastrado por el gas (10 a 5 g/m<sup>3</sup>).

Si se analiza igualmente la columna sólida descendente se encontrarán tres zonas de trabajo (figura 2.12):

Zona superior de calentamiento de cargas, las cuales alcanzan rápidamente temperaturas de hasta 800 °C. Aquí se lleva a cabo parte de la reducción indirecta del mineral.

Zona intermedia de reserva térmica, situada en el centro del horno, de mayor longitud que la anterior. Mantiene una temperatura casi constante del orden de 950 °C.

Zona baja de reacción o reducción, situada en la parte baja de la cuba, entre el vientre y las toberas. Aquí se completa la reducción y ocurre la fusión a la vez de importantes cambios y reacciones químicas que fueron mencionadas en párrafos anteriores.

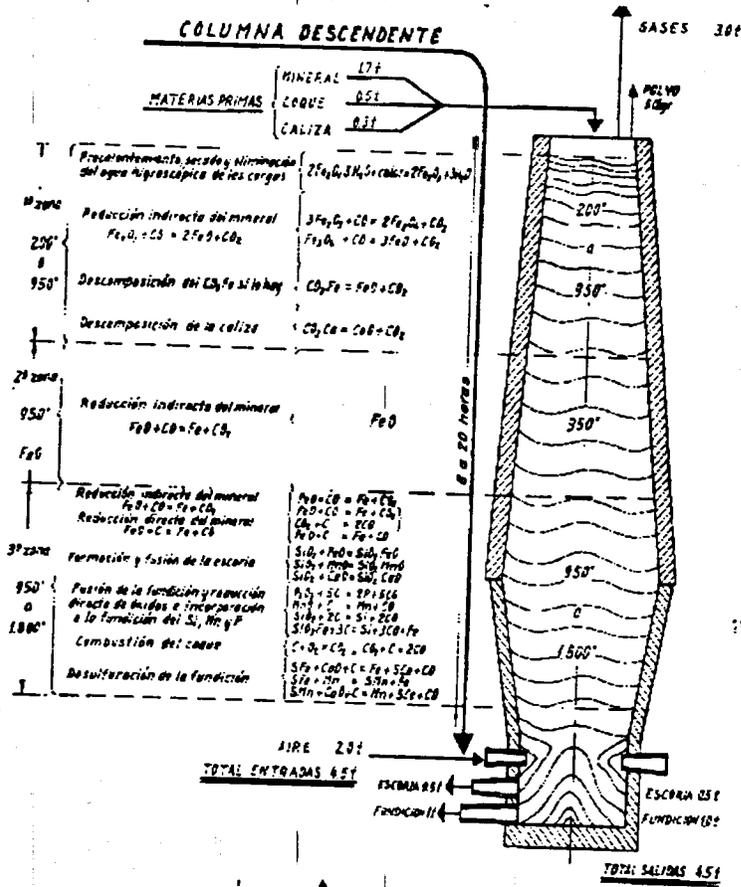
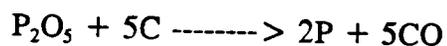
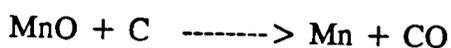


FIGURA 2.12. ESQUEMA GENERAL DE LA MARCHA DE UN ALTO HORNO

El consumo de coque ha ido disminuyendo conforme se han introducido una serie de mejoras como son:

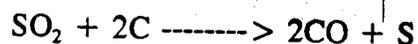
- El empleo de mineral aglomerado con elevada concentración de hierro y buena porosidad, lo que facilita su reducción.
- La sustitución de una fracción del coque por combustóleo o gas natural, los cuales completan la acción térmica del horno.
- La introducción de una economía de escala, instalando hornos de mayor capacidad.
- El calentamiento del aire a temperaturas mayores a 1000 °C, y el enriquecimiento de éste con oxígeno, así como la regulación de la humedad.
- En la actualidad se puede considerar que el consumo promedio de combustibles es de 480 kg por tonelada de fundición, de los cuales 400 son de coque y 80 de combustóleo.

*ABSORCIÓN DE ELEMENTOS TALES COMO EL CARBONO, SILICIO, MANGANESO, FÓSFORO Y AZUFRE EN EL ARRABIO.* Los minerales de hierro suelen estar combinados con pequeñas cantidades de manganeso, silicio y fósforo. Por ello y según las condiciones del proceso, éstos son asimilados en mayor o menor cantidad por el arrabio. En virtud de que dichos minerales son difíciles de reducir, descienden en las cargas sin transformarse hasta una zona bastante baja del horno, donde alcanzan la suficiente temperatura. Se tiene:



Una parte de la reducción de estos elementos se verifica directamente y por contacto con la escoria fundida. Al arrabio pasa de un 50 a 70% del total del manganeso presente, del silicio sólo el 5% y del fósforo casi la totalidad, teniéndose mayor asimilación al aumentar la temperatura.

El azufre es nocivo para la fundición y después para el acero producido. Llega al alto horno principalmente a través del coque y en menor grado por el mineral. El azufre del coque es oxidado en las toberas formando  $\text{SO}_2$ , el que al ascender reacciona con el coque incandescente, según:

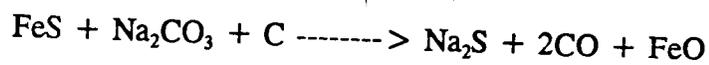


El azufre liberado reacciona con el hierro formando  $\text{FeS}$ , el cual se disuelve fácilmente por la fundición.

Los elementos perjudiciales de la fundición son el fósforo y el azufre. Este último se puede eliminar, cuando menos en parte, a través de mayores temperaturas de trabajo, y de elevados contenidos de manganeso y escorias básicas.

El mejor método para reducir su contenido y hacerlo inofensivo es mediante la formación de sulfuros de manganeso ( $\text{MnS}$ ).

Para limitar aún más el contenido de azufre se acostumbra desulfurar la fundición a la salida del alto horno, con carbonato de sodio o carburo de calcio (4 a 10 kg/ton), se tiene:



El fósforo es difícil de eliminar en el alto horno, por lo que es preferible utilizar minerales que lo contengan en baja proporción.

La eliminación del fósforo como se verá más adelante se logra mediante marchas básicas en el convertidor o en el horno de hogar abierto, según sea el caso.

Las escorias juegan un papel importante en la marcha del horno. Están formadas por la ganga del mineral, cenizas del coque, así como por el fundente. Algunas de sus características más importantes son: fluidez, basicidad y temperatura de fusión, entre otras.

La función del fundente es reaccionar con la ganga y cenizas presentes reduciendo la temperatura de fusión de la escoria resultante. La composición más idónea de la escoria se puede ajustar a través del índice de basicidad, que está definido por el siguiente cociente:

$$I. B. = \frac{\text{CaO} + \text{MgO}}{\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3}$$

Es conveniente que dicho índice sea del orden de 1, para que así la temperatura de fusión sea mínima. La composición y cantidad de la escoria puede ser muy variable.

Una composición típica es la siguiente:

$$\text{SiO}_2 = 35\%$$

$$\text{CaO} = 40\%$$

$$\text{Al}_2\text{O}_3 = 10\%$$

MgO = 10%

CaS = 4%

FeO = 1%

Se consideran como marchas aceptables y convencionales aquellas que producen de 300 a 600 kg de escoria por tonelada de arrabio. La escoria del alto horno tiene dos aplicaciones principales: se utiliza para preparar firmes de carretera y como materia prima para la fabricación de cementos que van a trabajar en contacto con agua.

Independientemente de lo anterior se han efectuado investigaciones con la finalidad de emplearla también como materia prima en la obtención de aluminio.

#### 2.4. Proceso de aceración

El arrabio o hierro de primera fusión obtenido en el alto horno se caracteriza por contener elevados porcentajes de carbono, manganeso y silicio así como también fósforo. Una composición típica es la siguiente:

C = 3.5%

Mn = 1%

Si = 2%

P = 0.1%

S = 0.04%

El contenido característico de éstos elementos en un acero es menor, por esto se requiere reducir su proporción, lo que se podrá efectuar por oxidación, dada la mayor afinidad del manganeso, silicio, carbono y fósforo con el oxígeno. Ello permite entonces ajustar su composición hasta un rango aceptable sin pérdidas importantes del hierro.

De lo anterior se puede resumir que cualquier proceso de aceración representa la eliminación de las impurezas del arrabio líquido por oxidación de éstas.

Los procesos de afino se remontan al siglo XIV, cuando comienza el segundo periodo de la siderurgia, que se caracterizó por la obtención de hierro en dos etapas:

La fundición se producía en estado líquido, en el alto horno.

Partiendo de la fundición y oxidándola en los hornos bajos o de pudelar, se generaba el hierro en estado pastoso.

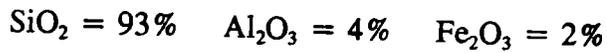
La técnica anterior fue abandonada a mediados del siglo XIX al aparecer los primeros convertidores Bessemer. Desde entonces, se han desarrollado una serie de procesos; entre los más importantes se encuentran: convertidores con soplo de aire (Bessemer y Thomas), horno de hogar abierto (proceso Siemens-Martin) y convertidores con soplo de oxígeno (convertidor LD u horno básico de oxígeno BOF).

Actualmente las dos primeras técnicas han sido abandonadas, y se sustituyeron fundamentalmente por el BOF y sus variantes.

*CONVERTIDOR BESSEMER* (Soplo de aire). Permitió obtener en estado líquido cualquier tipo de acero, así como aumentar drásticamente su producción.

Aunque ya anteriormente se habían realizado experiencias buscando la obtención de acero por soplado de aire, no fue sino hasta que Henry Bessemer, después de una serie de tropiezos, logró en el año de 1856 desarrollar a escala industrial el proceso. Bessemer se enfocó a resolver este problema debido a que requería construir cañones de mayor alcance; encontró entonces que el material ideal era el acero, pero en esa época no se producía en cantidad y calidad suficiente.

El convertidor consistía (figura 2.13) en una olla con forma de pera, revestida con refractario ácido, con una composición típica como sigue:



El cuerpo y la base (fondo del crisol) eran elementos independientes en virtud del mayor desgaste y por tanto menor duración de esta última.

El fondo estaba construido por una placa metálica circular sobre la que se colocaban las toberas (del orden de 20) de perfil troncónico, cada una de ellas con 10 orificios. Dichas toberas eran fabricadas del mismo tipo de material refractario.

El cuerpo del convertidor estaba formado por placa de acero, con un espesor promedio del refractario de 0.6 m, su duración era aproximadamente de 400 operaciones, mientras que el fondo se cambiaba cada 20 coladas.

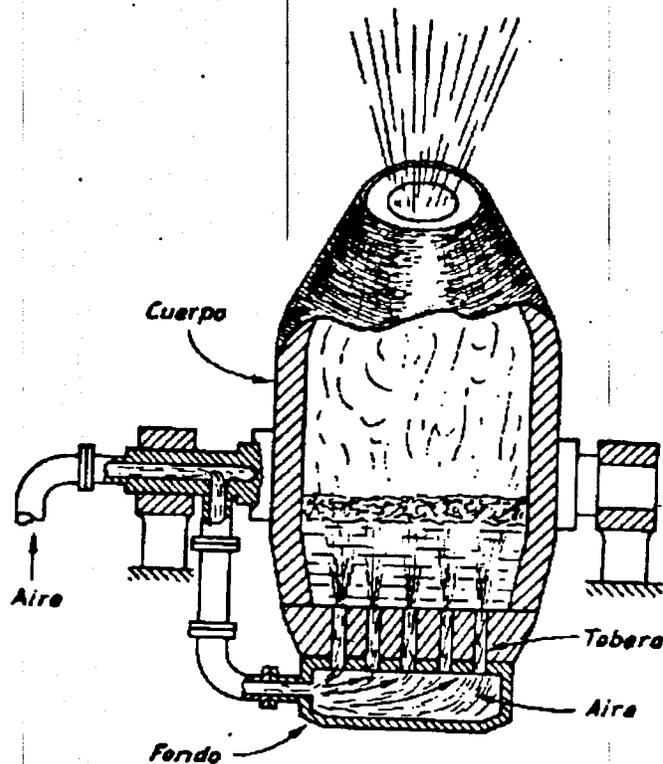


FIGURA 2.13. CONVERTIDOR BESSEMER

**Marcha típica.** El convertidor se inclinaba con la finalidad de que el arrabio líquido fuera depositado en él; se comenzaba entonces el soplado de aire, se giraba a su posición vertical y permanecía así para permitir el paso de la corriente de aire a través del material, oxidando el manganeso, silicio, hierro y carbono, reacciones todas que se caracterizan por ser exógenas, lo que permite que la temperatura se incremente de 1250 a 1650 °C. Se conseguía así que el acero resultante se encontrara en estado líquido. Los óxidos que se forman se combinan dando lugar a silicatos, produciendo entonces una escoria inerte.

Posteriormente se procedía a eliminar la escoria y a desoxidar el material con auxilio de ferromanganeso, ajustando su composición para ser entonces colado. Fue el proceso más importante de 1858 a 1898.

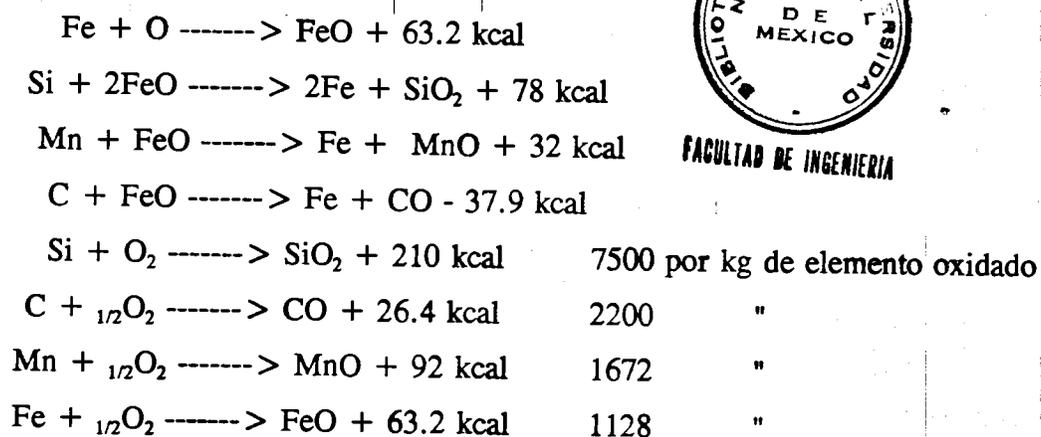
**Soplado de aire.** Se realizaba por el fondo del crisol o caja de viento a presiones de 1.5 a 1.7 kg/cm<sup>2</sup>.

**G-**

Composición típica de la fundición:

C = 4% Si = 2% Mn = 1% P < 0.07% S < 0.05%

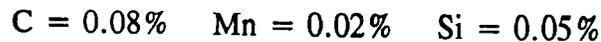
Reacciones químicas:



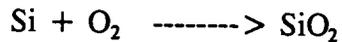
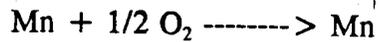
FACULTAD DE INGENIERIA

Se tenía como principal elemento termógeno al silicio. La operación se controlaba a través de la observación de la flama, razón por la que se podían obtener diversos tipos de aceros sin

necesidad de oxidaciones drásticas. La composición al final del soplado resultaría:



El material se desoxidaba con manganeso y silicio:

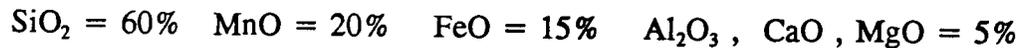


Las ferroaleaciones se añadían en estado líquido, para lo que se empleaba un cubilote auxiliar.

Formación de la escoria:



Al final de la operación, la escoria era del 5 al 10% (en peso) con una composición típica como sigue:



**Productividad del proceso.** La capacidad de los convertidores estaba comprendida entre 5 y 15 toneladas, el tiempo de soplado era aproximadamente de 15 min, siendo de 30 min, el lapso de carga a carga. Todo lo anterior representa que un convertidor de 15 ton podía fabricar 500 ton diarias de acero.

**Problemas presentados.** No se podía eliminar el fósforo, esto implica que sólo se podían emplear fundiciones con bajo contenido del mismo ( $P < 0.1\%$ ), se presentaban asimismo problemas para eliminar el azufre. El acero obtenido se caracterizaba por elevados contenidos de nitrógeno (0.01 a 0.015%).

**Ventajas del proceso.** Elevada producción a bajo costo, simplicidad de la instalación y alto aprovechamiento del hierro (95%).

**CONVERTIDOR THOMAS** ( Soplo de aire). En Europa central, fundamentalmente en Francia, Alemania y Bélgica, el convertidor Bessemer no pudo ser empleado ya que dichos países cuentan con minerales muy fosforosos. Para eliminar el fósforo, Sidney G. Thomas concluyó que era necesaria una escoria calcárea (marcha básica), que no era posible emplear si el refractario era silíceo, ya que la escoria se combinaba con éste destruyéndolo rápidamente. Por tanto fue necesario desarrollar un nuevo tipo de refractario, pero de carácter básico. Después de siete años de experimentación se obtuvieron buenos resultados revistiendo el convertidor con una mezcla de cal y silicato sódico aglomerado con un poco de arcilla. Dicho revestimiento fue perfeccionado posteriormente al utilizar dolomía calcinada ( CaO = 55%, MgO = 40%, otros 5%).

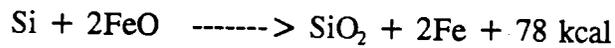
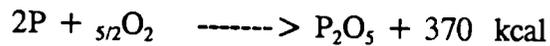
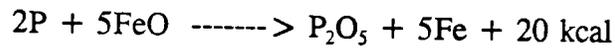
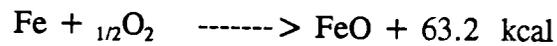
Por sus características este procedimiento presentó una extraordinaria importancia en Europa, de fines del siglo XIX a mediados del siglo XX.

La forma del convertidor y su principio operativo son similares al Bessemer. Es generalmente un poco más grande (25 a 30 ton). El crisol tiene forma de pera de 5 m de diámetro por 10 m de altura (30 ton), en el fondo se encuentran de 100 a 200 agujeros de 20 mm de diámetro. El cuerpo del convertidor está revestido de dolomía calcinada con un espesor aproximado de 350 mm, con una duración promedio de 300 coladas, mientras que el fondo tiene un espesor de 800 mm y debe ser remplazado cada 50 coladas.

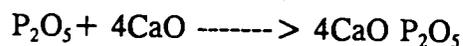
La marcha de estos convertidores hacía que la composición típica del arrabio que debía emplearse fuera:

C = 4%    P = 2%    Mn = 1%    Si = 0.5%    S = 0.1%

Las principales reacciones químicas son:



Para formar la escoria y poder eliminar el fósforo se añade 15% en peso de cal (CaO):



Para la reacción anterior se requiere que el carbono y manganeso contenidos en el baño se encuentren en pequeños porcentajes, y por tanto, es necesario que sean eliminados en primera instancia.

Las reacciones de oxidación indican que en el proceso Thomas el principal elemento termógeno es el fósforo, por lo que era deseable entonces un alto contenido de éste en el arrabio empleado.

Desventajas del proceso con respecto al Bessemer:

- Costos más elevados.
- Operación de afino de mayor duración (15 a 20 min de soplado y 40 min total de la operación).
- Mayor contenido de nitrógeno en promedio en el acero.
- Empleo de refractario más costoso.
- Rendimiento de hierro menor que un Bessemer (aproximadamente del 85 %).

Ventajas:

- Se pueden aprovechar fundiciones fosforosas.
- La escoria formada es del orden del 20% en peso, y debido a su composición típica puede

ser utilizada como materia prima para abonos:

$\text{CaO} = 50\%$     $\text{P}_2\text{O}_5 = 20\%$     $\text{FeO} = 10\%$    y    $\text{MnO}$ ,  $\text{MgO}$ ,  $\text{SiO}_2$  el resto

Lo anterior tenía como consecuencia un beneficio económico sensible.

La marcha de estos convertidores fue en algunos casos modificada, suministrando aire enriquecido con oxígeno o también modificando su composición con oxígeno y vapor de agua, lo cual reducía así el contenido de nitrógeno (0.12 % en la marcha convencional contra 0.06 % y 0.02 % en los modificados).

El elevado desgaste de los refractarios así como el alto contenido de nitrógeno en el acero, trajo como consecuencia que actualmente estas instalaciones estén en desuso y hayan sido sustituidas por convertidores básicos de oxígeno (BOF).

**PROCESO SIEMENS-MARTIN** (Horno de hogar abierto). Fue la instalación de aceración más importante durante toda la primera mitad del presente siglo hasta 1968. Su nombre se deriva de los dos técnicos que lo desarrollaron y que preconizaron sus principios básicos de operación.

Durante toda la primera mitad del siglo XIX se realizaron intentos para fabricar hierro y acero en hornos de solera. Estos ensayos fracasaron al no alcanzar la temperatura de colada del acero (1600 - 1650°C). El sistema fue desarrollado por Friedrich Siemens para aprovechar el calor latente de los humos de combustión, precalentando así el aire y por vez primera fundir acero en un horno de solera. El primer horno industrial de este tipo fue instalado en 1866 en Inglaterra por este último, quien además, con base en otras experiencias, concibió la idea de fabricar acero con fundición y mineral, y oxidar los elementos indeseados por acción del oxígeno del mineral así como por los gases del horno.

En principio el proceso era similar al pudelado, con la diferencia de que en los hornos con regeneradores, las temperaturas alcanzadas permitían mantener en estado líquido el material.

De manera independiente y en forma paralela, Pierre Martin intentó obtener acero partiendo de mezclas de aleaciones y desperdicios en general de hierro, para lo cual empleó un horno de reverbero, al que había aplicado los regeneradores de calor inventados por Siemens. Lo anterior, desde el punto de vista teórico en nuestros días podía parecer intrascendente, pero en 1865 cuando este horno fue patentado, el proceso produjo un cambio trascendental, debido a que en aquella época la chatarra y desperdicios no tenían valor por no poder ser utilizados.

En este proceso la oxidación de impurezas se realiza por la acción combinada del óxido de la chatarra, de la llama oxidante y de la escoria.

Por lo anterior a este proceso se le ha denominado Siemens-Martin y las unidades de fusión se conocen como hornos de hogar abierto.

Una de las grandes ventajas de este método es que se pueden utilizar cargas metálicas de composiciones muy variadas, cuyas características son controladas por la disponibilidad de materias primas.

Existen dos marchas de trabajo principales: A partir de fundición líquida y chatarra, y con fundición sólida y chatarra.

Cuando en la planta se cuenta con alto horno se puede cargar hasta 60 % de fundición líquida y el resto de chatarra. Para una marcha de 70 % de chatarra y 30 % de fundición, el consumo aproximado de otras materias primas por tonelada de acero fabricado es: mineral 150 kg, caliza 80 kg, espatoflúor 10 kg, ferromanganeso 7 kg; se producen entonces 120 kg de escoria. Como combustible se emplean 150 kg de combustóleo por tonelada de acero.

Ya se ha mencionado que en este proceso la oxidación de las impurezas se consigue por acción de la escoria, donde el oxígeno proviene del óxido de la misma chatarra, del mineral, así como del aire y de los humos de la combustión.

A partir de 1950 se han instalado lanzas para la inyección de oxígeno, con la finalidad de acelerar el proceso.

Los primeros hornos de hogar abierto emplearon como combustible gas de aire, el cual estaba constituido fundamentalmente por monóxido de carbono y nitrógeno (ésta fue una importante innovación con respecto a las antiguas instalaciones siderúrgicas). Actualmente se utiliza combustóleo, gas natural, gas de alto horno y gas de coquización con la misma finalidad.

COMBUSTIBLE	TOTAL GAS COMBUSTIBLE	CO (%)	H <sub>2</sub> (%)	CH <sub>4</sub> (%)	OTROS HIDROCARBUROS (%)	CO <sub>2</sub> (%)	N <sub>2</sub> (%)	POTENCIA CALORIFICA (kcal/m <sup>3</sup> )
Gas de aire teórico	34.7	34.7					65.3	1.040
Gas de gasógeno mixto (con antracita)	42	23	18	1		8	50	1.400
Gas de gasógeno mixto (con hulla bituminosa)	44	27	14	3		4.5	51	1.300
Gas de gasógeno mixto (con coque)	46	27	13	6		6.4	53	
Gas de batería de coque	85	6	57	25			4	4.500
Gas de alto horno	29	26	3			12	56	900
Gas mixto de batería y alto horno	55	17	27	11		7.3	32	2.400
Gas natural	94			92	2		5	9.500
Gas de alumbrado	92	10	50	30	2	1	4	5.500
Gas de agua	85	36	48	1		6	4	2.400

TABLA 2.9. CARACTERÍSTICAS DE LOS GASES

Los refractarios empleados en estas instalaciones han variado con el paso del tiempo; en un principio fueron de carácter ácido. La cámara del horno se construía con ladrillos de SiO<sub>2</sub> al 95%, mientras que los regeneradores eran de tabique silico-aluminoso (Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub> = 32 a 42% y SiO<sub>2</sub> el resto). Esto limitó durante algún tiempo las posibilidades de los hornos de hogar abierto. Después de descubrir Thomas los revestimientos básicos, se aplicaron estos materiales en la construcción, principalmente de la solera del horno, y permitieron una marcha básica con la consiguiente eliminación del fósforo y parte del azufre.

Actualmente la solera del horno se recubre con ladrillo de magnesita en las paredes hasta sobrepasar la línea de escoria; se emplea ladrillo del mismo material porque resiste la acción de la escoria y el acero. En las paredes, por encima de la línea de escoria se emplean ladrillos de cromomagnesita ( $\text{Cr}_2\text{O}_3 = 25\%$ ). En la bóveda se usan ladrillos de magnesita cromo colados y reforzados con la chapa de hierro.

En las cámaras y conductos se emplean ladrillos silico-aluminosos, los cuales presentan un buen comportamiento con los cambios de temperatura.

Elementos primordiales de la instalación:

La cámara del horno es el lugar donde se funde la carga metálica. Sus dimensiones están en función de la capacidad; su altura suele ser de 3 a 6 m y la longitud varía de 8 a 25 m. En la parte posterior a la boca de colada se disponen de 3 a 5 puertas para la carga de las materias primas.

El fondo de la solera es aproximadamente elíptico, está inclinado hacia donde se tiene el agujero de colada.

Los quemadores están colocados en la parte superior de las paredes laterales. Su ciclo de trabajo es alternado (cada 20 min).

Los regeneradores de calor tienen como finalidad aprovechar el calor latente de los gases de combustión, los cuales calientan alternativamente el emparrillado de los regeneradores que se encuentran debajo del horno en número de dos (calentamiento con combustóleo) o cuatro (calentamiento por gas).

El volumen de las cámaras de regeneración suele variar de 1 a 1.5  $\text{m}^3$  /ton de acero. Como 1  $\text{m}^3$  de gas exige para la combustión aproximadamente 1.7  $\text{m}^3$  de aire, entonces las cámaras de precalentamiento de aire son mayores que las de gas.

Los humos de la combustión salen del horno a 1500 °C, aproximadamente. De ahí pasan a precalentar el emparrillado, marchan posteriormente a las chimeneas, desde donde escapan a unos 500 °C, después de 20 min se procede a invertir la circulación de los gases y aire, de tal forma que el gas combustible y el comburente sean precalentados.

**Descripción de una marcha típica.** El proceso de fabricación de acero en un horno de hogar abierto suele durar de 5 a 8 h, según sea la capacidad y el tipo de acero que se va a fabricar.

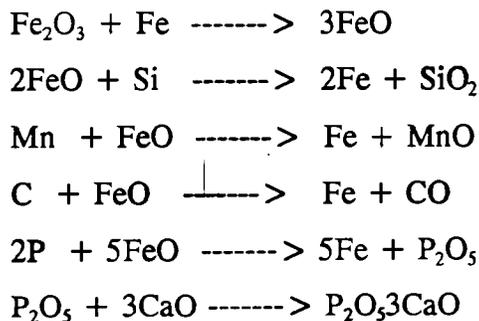
Lo anterior se puede dividir en las siguientes etapas:

**Carga del horno.** La fundición proveniente del alto horno se carga siempre en estado líquido. Con el fin de evitar el desgaste prematuro del revestimiento del horno, se cubre primero la solera con una pequeña cantidad de caliza, luego se introduce la chatarra ligera y finalmente, el lingote. Para facilitar el proceso es conveniente que la caliza quede en la parte baja de la carga.

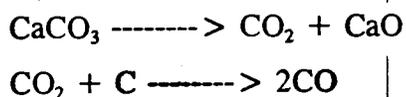
**Fusión de la carga.** Estando el material en contacto directo con la flama, comienza su fusión y se inicia la oxidación de las impurezas; el vehículo del oxígeno es el propio óxido de hierro.

**Adición del mineral y hervido del baño.** Para acelerar la oxidación de elementos como el fósforo, silicio, manganeso, se adicionan diversas cantidades de mineral de hierro ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ). Al oxidarse el carbono y formar entonces monóxido de carbono se origina un intenso burbujeo, conocido como hervido del baño. Dicha ebullición es benéfica para el correcto afino del material, además consigue la eliminación de gran parte del hidrógeno que contiene el acero.

Las reacciones de afino del baño son las siguientes:

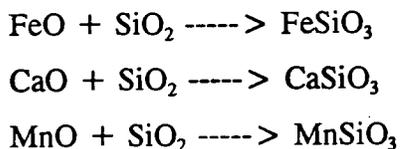


*Hervido de la caliza.* Al principio el hervido del baño es debido a la oxidación del carbono. Cuando aumenta la temperatura, la caliza que se encuentra en el fondo del baño se descompone según las siguientes reacciones:



El periodo de hervido de la caliza dura de 1 a 2 h y favorece la oxidación del baño metálico, igualando a la vez la composición y temperatura de éste.

*Formación de la escoria.* Está formada en un principio por los óxidos de silicio, manganeso y hierro, principalmente, y tiene un carácter ácido. Para evitar que ataque al refractario, se realizan adiciones de cal, cuyo porcentaje aumenta progresivamente al descomponerse la caliza. Las reacciones típicas son:



*Desoxidación.* Como el proceso Siemens, en su primera fase, es una operación oxidante, se hace entonces necesario eliminar al final el elevado contenido de oxígeno del baño. Para lo

anterior se efectúan adiciones al ferrosilicio y ferromanganeso, tanto al horno como a la cuchara; asimismo se realizan las adiciones de los aleantes necesarios para ajustar la composición del baño.

*Colada.* Una vez que el acero tiene la composición y temperatura convenientes, se destapa el agujero de colada, entonces metal y escoria se pasan a la cuchara. La escoria se elimina por flotación y se deja solamente una delgada capa para evitar la oxidación del metal.

*Empleo del oxígeno.* Aproximadamente desde 1950 se ha utilizado para acelerar la oxidación del baño. El oxígeno es suministrado a través de una lanza, posicionada a un metro de altura de la escoria. Mediante altas velocidades se logra que éste penetre hasta el baño metálico y produzca fuerte agitación y rápida oxidación. Se puede emplear más de una lanza dependiendo de la capacidad del horno. Las lanzas generalmente se introducen a través de la bóveda.

610101

Ventajas del proceso:

- La calidad del acero producido es mayor que la de Bessemer y Thomas, y similar a la obtenida en un BOF.
- La composición del baño se puede ajustar fácilmente. Es factible producir aceros de alta calidad.
- No existe ningún problema en la fabricación de aceros de mediano y alto carbono (0.3 a 0.8% °C).

Limitaciones del proceso:

- Elevados tiempos de marcha (de 5 a 8 h).
- El costo de la instalación es mucho mayor que un BOF.

**FABRICACION DE ACERO CON SOPLADO DE OXIGENO.** La designación dada a este proceso es muy variada; usualmente se conoce como convertidor LD (Linz-Durrer) en recuerdo tanto de la fábrica donde comenzó industrialmente como de la persona que lo

inició. En Estados Unidos se le denomina BOF (Basic Oxygen Furnace). Es el proceso de fabricación de acero más importante de la segunda mitad del presente siglo. En general se caracteriza por tratarse de convertidores básicos con lanza vertical para el soplado de oxígeno. Actualmente ha desplazado a los convertidores con soplo de aire, así como a los hornos de hogar abierto. A la fecha más del 60% de la producción mundial de acero se realiza en este tipo de instalaciones.

**Descripción del equipo.** Estos convertidores tienen forma de crisol (figura 2.13). Su parte superior es troncónica, de tal forma que la abertura mide aproximadamente un 40 % del diámetro de la zona cilíndrica. Son construidos de placa de acero soldada, de 30 a 50 mm de espesor; todo el convertidor está revestido con refractario básico; cuyo espesor generalmente está comprendido entre 250 y 800 mm.

La capacidad de estos equipos varía de 30 a 300 ton, en los que la carga fundida ocupa solamente 1/5 del volumen útil del convertidor.

Los elementos fundamentales son: cuerpo del convertidor, apoyos fijos donde descansa el convertidor y sobre los cuales gira, mecanismo de giro, lanza de soplado con sus elementos de elevación y ajuste, depósito de almacenamiento y dispositivos de carga de materias primas, campana de captación de humos y sistema de depuración, caseta de comando desde donde se controla toda la operación del convertidor.

**Revestimiento refractario.** Se revisten siempre con refractarios básicos para que se pueda eliminar el fósforo y el azufre. Generalmente se emplean ladrillos de magnesita (94% MgO), algunas ocasiones se utiliza dolomía calcinada.

La vida útil del revestimiento, considerando su mantenimiento rutinario, es de 500 a 1000 coladas; por tanto, el gasto de refractarios por tonelada de acero producido es menor que en un horno de hogar abierto.

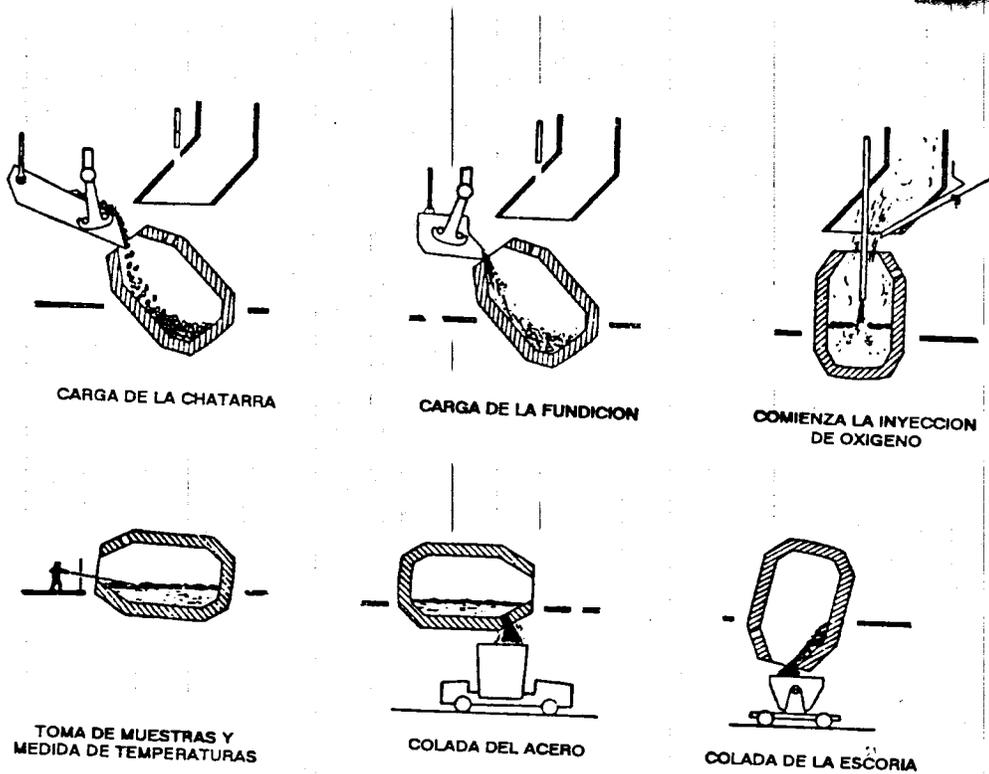


FIGURA 2.14. VISTA GENERAL DE UN CONVERTIDOR LD

**Descripción del proceso.** La operación (figura 2.15) comienza cuando se inclina el crisol para cargar la chatarra y la fundición líquida, se adiciona un 5% de cal y en ocasiones caliza para formar la escoria. Una vez realizada la carga se gira el convertidor y se posiciona la lanza a una altura aproximada de 2 m para dar lugar al soplado. Esta lanza está constituida por un tubo de acero que termina en una boquilla de cobre (tobera), refrigerada por agua. Dicha pieza cuenta con varios orificios (4 en un convertidor de 60 ton.) para la salida del oxígeno.

La presión de soplado es de 10 atm y el consumo aproximado de oxígeno es de 75 kg/ton de acero. La altura de la lanza se reduce aproximadamente a 1 m al final de la operación. El soplado dura cerca de 20 min, después se analizan muestras del acero para constatar el avance del proceso y una vez que la composición y temperatura del material es la correcta, se procede al vaciado.

En la figura 2.16 se aprecia para una misma presión de soplado, que al aumentar la altura de la lanza, se incrementa el área de contacto. Mayores presiones aumentan la profundidad de reacción.

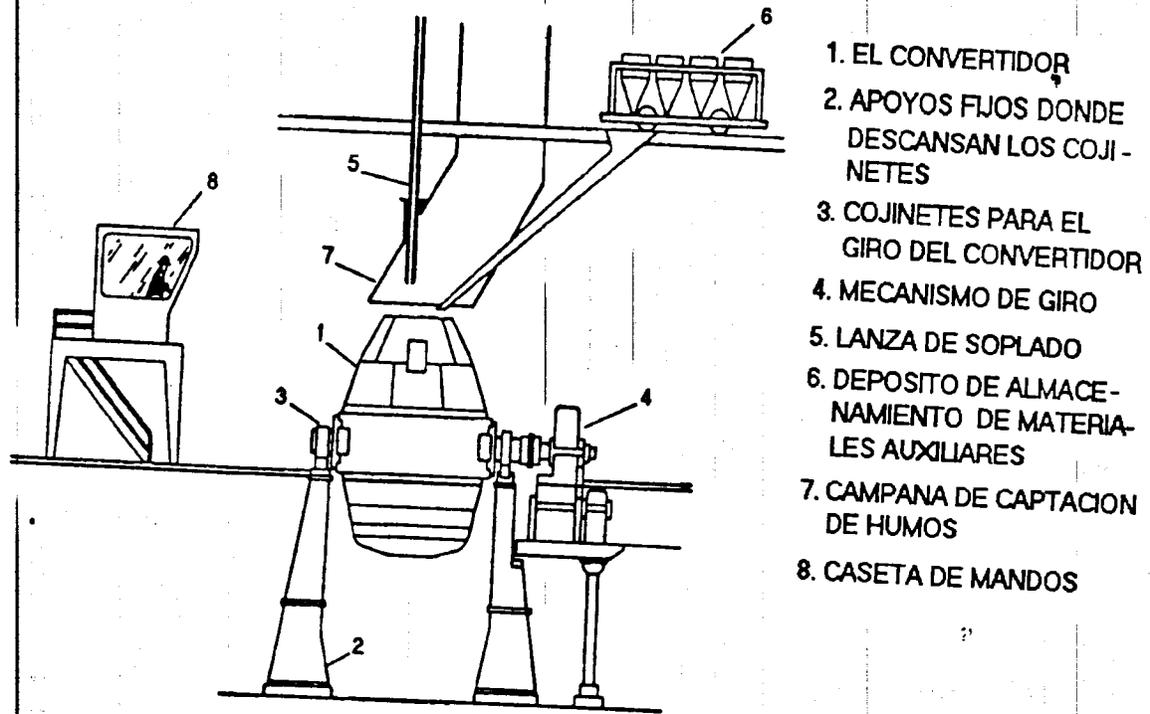


FIGURA 2.15. ETAPAS DEL PROCESO

Con base en lo anterior se presentan tres zonas: La afectada directamente por el chorro de oxígeno, el manto del metal, la zona de escoria que es de tipo espumoso, con una altura de 1 a 3 m sobre el baño metálico.

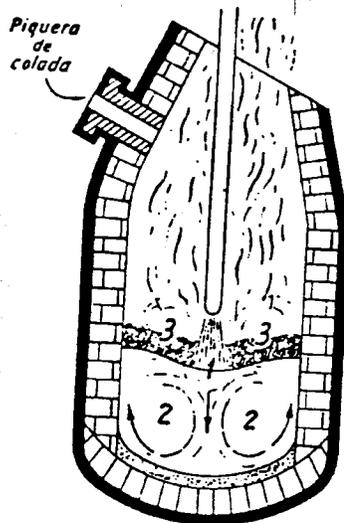


FIGURA 2.16. ZONAS PRESENTES EN EL SOPLO DE AIRE

### **PROCESOS DE FABRICACION DE ACERO CON OXIGENO DE EMPLEO PARTICULAR.**

En Europa y Estados Unidos se han desarrollado variantes de los convertidores con sopleo de oxígeno, para adecuarlos a las condiciones particulares de la materia prima y de las propias necesidades de la industria. La mayoría utiliza como materia prima fundiciones con alto contenido de fósforo (0.5 a 2%) y se caracteriza por la inyección de cal a través de la lanza de oxígeno. Otros procedimientos se pueden considerar como híbridos entre el convertidor Thomas y el BOF, ya que el soplado de oxígeno se realiza por el fondo del mismo.

**Procedimiento LDCA.** Aunque esta técnica ha sido desarrollada para fundiciones de alto fósforo, se puede emplear en caso de que dicho elemento no se encuentre en elevados porcentajes. Consiste en la inyección de cal a través de la lanza de oxígeno, esto ayuda a una mejor desfosforación, y reduce la capacidad de disolución del nitrógeno, obteniendo por tanto aceros de mejor calidad. Una tercera parte del total de la cal se carga en el fondo del convertidor, y el resto se suministra a través de la lanza.

**Procedimiento OLP** (oxígeno-lanza-polvo). Es similar al anterior (figura 2.17); se caracteriza por emplear sólo cal en polvo que se inyecta en su totalidad a través de la lanza. Lo anterior permite una rápida desfosforación, la cual termina antes de la descarburación; por lo tanto, se pueden fabricar aceros de 0.3 a 0.8% de carbono sin ningún inconveniente. Este procedimiento permite el afino de fundiciones de mediano y bajo fósforo, ya que la cal aumenta la penetración del oxígeno en el baño.

**Procedimiento KALDO.** Ha sido desarrollado en Suecia y se caracteriza por emplear un convertidor (figura 2.18) que gira continuamente. Esto permite que todo el monóxido de carbono formado durante el afino sea quemado en su interior y puedan emplearse entonces grandes cantidades de chatarra (hasta 50%). Al no incidir el oxígeno directamente sobre el metal se tiene un fuerte desgaste del refractario, lo cual, aunado a los problemas mecánicos originados por tener en movimiento continuo al convertidor, ha provocado su reducida asimilación a nivel industrial.

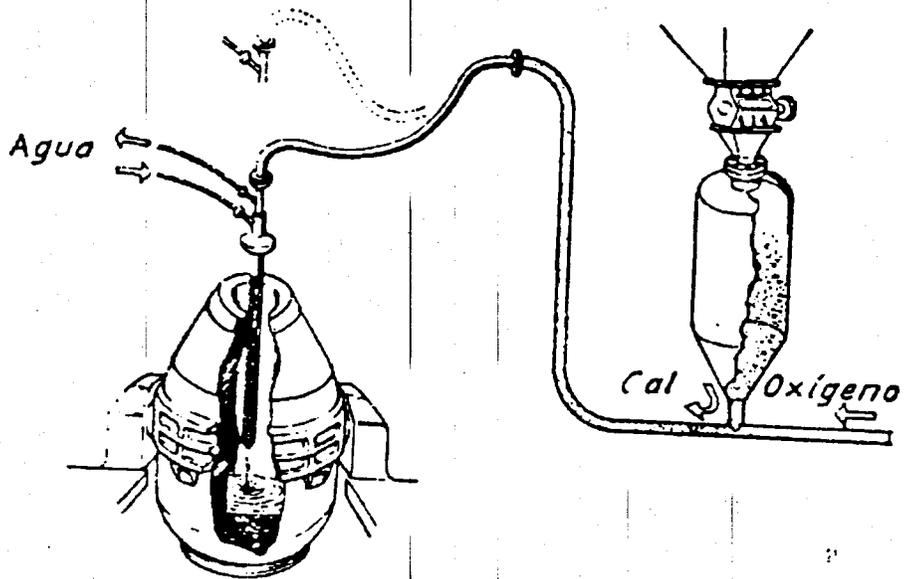


FIGURA 2.17. PROCESO DE INYECCIÓN DE CAL A TRAVÉS DE LA LANZA

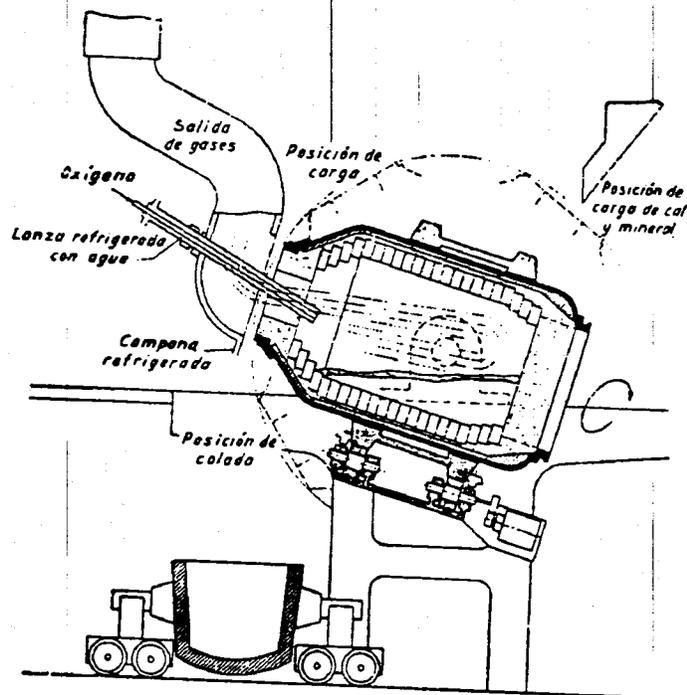


FIGURA 2.18. CONVERTIDOR KALDO

**Procedimiento OBM.** Con ciertas variantes este proceso ha encontrado buena aceptación tanto en Europa central como en Estados Unidos. Se inyecta oxígeno y gas natural por el fondo, utilizando una tobera de diseño especial que, sumada a las altas temperaturas, permite una descomposición endotérmica de los hidrocarburos logrando la refrigeración del refractario de la zona e incrementando por lo tanto su vida útil. Al no requerir una lanza vertical las características de la nave de los convertidores (figura 2.19) son diferentes a una planta BOF. En general, la nave deberá ser de menor altura, esto hace posible la utilización de las antiguas instalaciones de hornos de hogar abierto y permite entonces ahorros considerables.

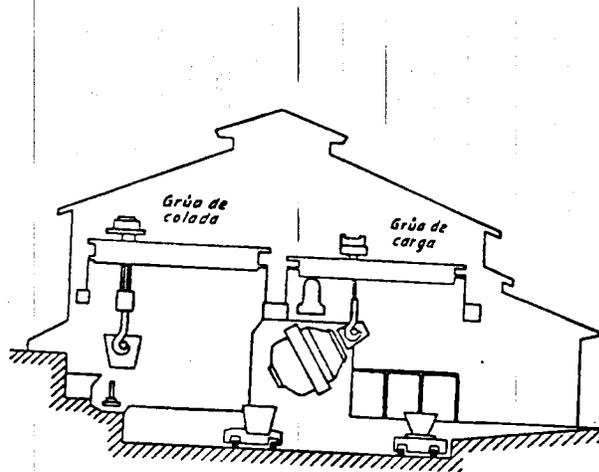


FIGURA 2.19. CONVERTIDOR OBM

Compañías como U.S. Steel Corp. han instalado este tipo de convertidores al modernizar sus antiguas instalaciones equipadas con hornos de hogar abierto.

**Procedimiento AOD.** Utiliza un convertidor especial con soplo de oxígeno y argón por su parte inferior, lo que permite la eliminación del carbono a menos del 0.08% sin presentar problemas por oxidación del cromo y del baño metálico en su conjunto. Es por ello que este procedimiento es empleado casi exclusivamente en la fabricación de aceros inoxidables. Generalmente trabaja en combinación con hornos eléctricos de arco, aunque en algunas ocasiones se emplea con convertidores de oxígeno.

El tiempo de proceso es de aproximadamente 90 min, lo que permite un ajuste muy preciso de la composición química y de la temperatura del baño.

El revestimiento refractario se hace con ladrillos de magnesita-cromita, con duración aproximada de 30 coladas.

## 2.5. Fabricación de acero a partir de prerreducidos

Los procesos más antiguos para la obtención de hierro se caracterizaban por la reducción directa del mineral. Este tipo de marchas fueron totalmente abandonadas y olvidadas, se sustituyeron por los primeros altos hornos; en la figura 2.20 se comparan esquemáticamente ambos procesos. Actualmente los procesos de reducción han tomado de nuevo validez: existen una gran diversidad de patentes y procedimientos, de los cuales el HyL y el Midrex son los más comerciales.

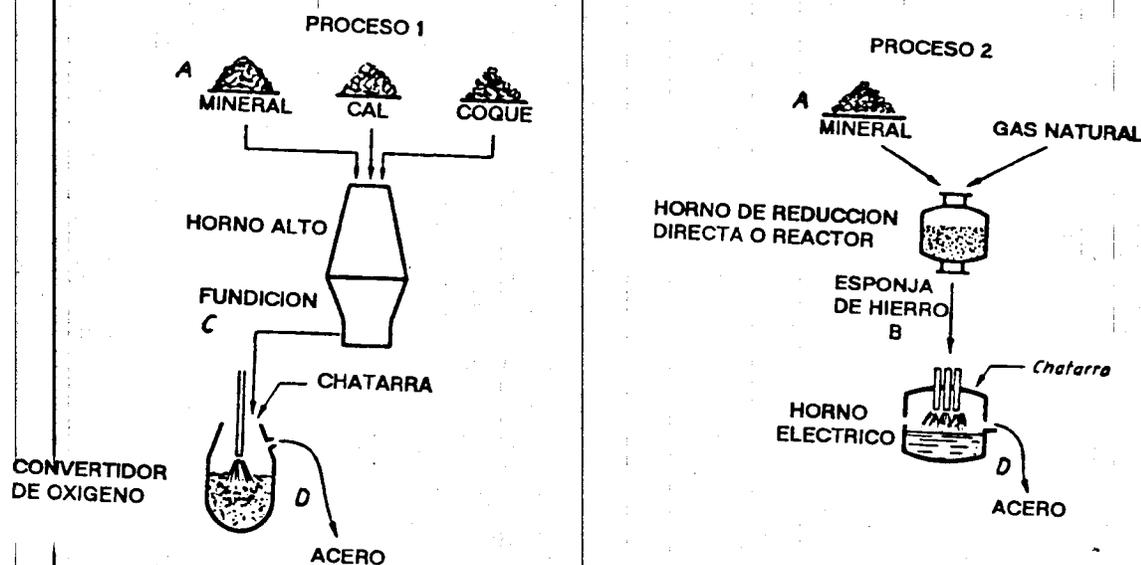


FIGURA 2.20. COMPARACIÓN ESQUEMÁTICA DE LOS PROCESOS DE ALTO HORNO Y REDUCCIÓN DIRECTA

A la fecha el proceso Midrex prácticamente ha quedado fuera del mercado debido a la baja estabilidad del prerreducido; con esto ha dejado al HyL (patente mexicana) como el de mejor perspectiva industrial. Antes de describir las instalaciones y marcha de cada uno de estos procesos es necesario definirlos en su conjunto.

Un proceso de reducción directa se caracteriza por la obtención del hierro a partir del mineral, sin que se presente fusión de éste, de ahí entonces su nombre. Las instalaciones empleadas son de precio reducido, comparadas con un alto horno.

Las principales ventajas de este proceso son:

- bajo costo inicial de las instalaciones,
- empleo del hierro esponja como sustituto de la chatarra, la cual en países como el nuestro escasea y es de mala calidad,
- no se requiere de coque para el proceso,
- mayor versatilidad para absorber variaciones de la demanda.

Todo lo anterior ha provocado que estos procesos (principalmente el HyL) sean muy estimados en países con reducidos recursos económicos y que cuentan a la vez con gas natural, asimismo son ideales en la instalación de miniacerías.

**Procedimiento Midrex.** Fue desarrollado por la Cía. Midland Rose, quien montó la primera instalación piloto en 1965. A la fecha existen cuatro plantas industriales distribuidas en Estados Unidos, Alemania y Canadá.

En el proceso (figura 2.21) el mineral es reducido en un reactor u horno reductor. Se emplea para tal fin monóxido de carbono e hidrógeno, preparados por reacción catalítica de vapor de agua, gas natural y el mismo gas utilizado anteriormente en el proceso.

Una de las principales características del método es que la reducción es continua, o sea, el mineral se va desplazando por gravedad a través de las diversas zonas del reactor, de tal forma que al ser descargado se encuentra ya en un 90% en estado metálico.

Aunque este proceso es más sencillo que el HyL-I, no ha tenido amplio éxito industrial, debido a la reducida estabilidad del producto obtenido.



Además, por la existencia de gas natural en México, se decidió aprovechar dicho energético en el proceso, y después de una profunda investigación sobre las principales variables del método, se llegó en 1957 a la instalación de la primera planta industrial. A tal proceso se le conoce como HyL-I (figura 2.22).

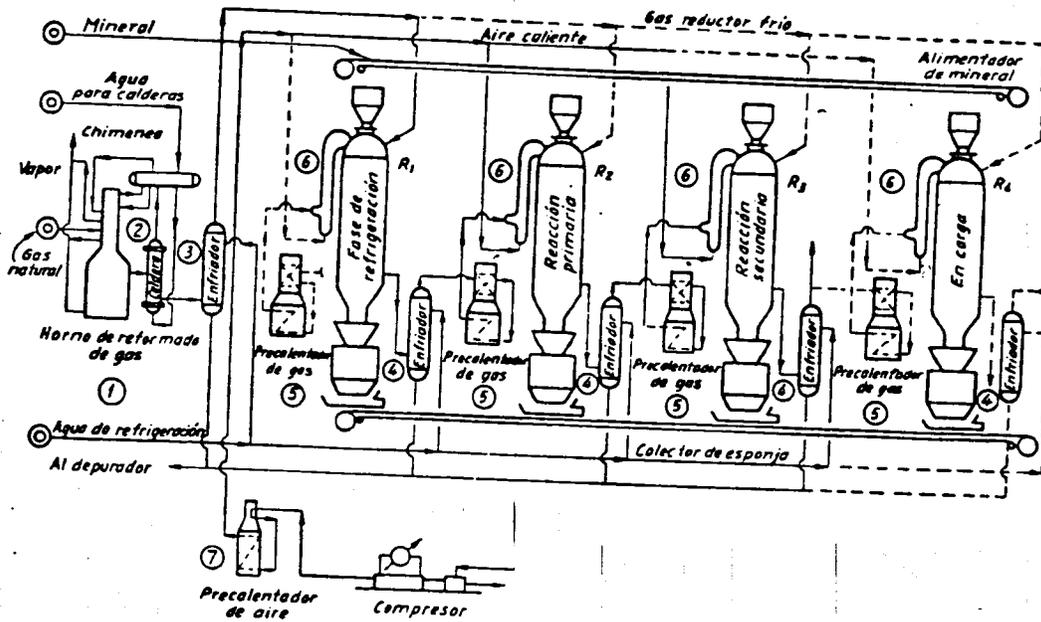


FIGURA 2.22. ESQUEMA GENERAL DE UNA INSTALACIÓN HyL PARA FABRICAR ESPONJA DE HIERRO

Descripción del proceso HyL-I. Emplea cuatro reactores de lecho fijo para efectuar de manera semicontinua la reducción de los minerales de hierro. La operación de los reactores es cíclica y cada uno de los cuatro pasa por las diferentes etapas de reducción, lo cual se logra al modificar la secuencia en la circulación de los gases.

El proceso tiene una duración total de 12 h; las etapas se modifican cada 3 h en promedio, éstas son: maniobras (descarga de prerreducido y carga del mineral), precalentamiento y reducción del mineral, reducción final y enfriamiento.

El gas reductor es producido en un reformador catalítico a partir de gas natural y vapor de agua. El gas proveniente del reformador se utiliza primero para enfriar el producto, dicho gas al salir del reactor se enfría para condensar el agua formada y posteriormente se calienta hasta aproximadamente 1000 °C, y pasa entonces al reactor que se encuentra en la etapa de reducción (final) primaria; el gas de salida tiene bajo potencial reductor pero aun así se emplea para iniciar la reducción del mineral, y asimismo se utiliza como combustible en los calentadores y reformador.

Es importante mencionar que a la salida de cada reactor el gas se pasa a un enfriador, en donde se condensa el agua formada en la reducción del mineral; después se calienta a la temperatura de reacción.

En la tabla 2.10 se pueden observar las capacidades de las plantas instaladas a la fecha (proceso HyL).

Las características típicas del hierro esponja son: el contenido de carbono y el grado de metalización ( GM ). Es conveniente mencionar que el carbono resultante en el acero depende del grado de metalización y del contenido de carbono en el hierro esponja.

$$G.M. = \frac{Fe}{Fe + FeO}$$

A medida que el proceso HyL-I se fue modificando y perfeccionando, se instalaron plantas cada vez de mayor tamaño y más eficientes en el consumo de energía. Paralelamente a partir de 1969 se han efectuado investigaciones para desarrollar un proceso continuo de lecho móvil, que ha dado lugar al proceso HyL-III. A la fecha hay una planta instalada en Monterrey con una capacidad de 500,000 ton/año; para la expansión de SICARTSA, también fue seleccionado este proceso. La capacidad proyectada es de 2,000,000 ton/año, para lo que se instalaron cuatro reactores de 500 000 ton/año. Dicha planta entró en servicio a fines de 1988.

PLANTA	LOCALIZACION	INICIO	CAPACIDAD TON.
1M	MONTERREY, MEX.	1957	75000
2M	MONTERREY, MEX.	1960	190000
TAMSA	VERACRUZ, MEX.	1967	190000
1P	PUEBLA, MEX.	1969	250000
USIBA	BRASIL	1974	225000
3M	MONTERREY, MEX	1974	420000
SIDORI	VENEZUELA	1976	360000
2P	PUEBLA	1977	630000
KRAKATAU, STEEL	INDONESIA	1978	2240000
SEIS I	IRAK	1980	543000
SEIS II	IRAK		925000
SIDOR II	VENEZUELA	1981	2100000
NISIC	IRAN		1030000

TABLA 2.5. CAPACIDADES DE PLANTAS INSTALADAS

El proceso HyL-III es un procedimiento continuo de reducción, similar a Midrex. Tiene como principal ventaja el menor consumo energético y la mayor calidad de prerreducido obtenido.

El reactor está dividido en tres zonas: reducción en la parte superior, enfriamiento en la inferior y una zona intermedia que busca evitar el mezclado de los gases.

El mineral frío se alimenta al reactor por la parte superior, fluye a contracorriente con un gas reductor caliente que es alimentado en la parte media del reactor. El sólido reducido y caliente pasa a la zona intermedia, y después a la zona donde se enfría mediante la acción de un gas que fluye a contracorriente y que está compuesto por gas natural y gas reductor, dependiendo de las características que debe tener el producto.

En principio el proceso está diseñado para utilizar gas natural que es reformado con vapor de agua para producir los gases reductores (H, CO) de manera similar al proceso HyL-I.

Actualmente se han continuado las investigaciones con la finalidad de disminuir el consumo de gas y aumentar la productividad de la planta. Independientemente, se está tratando de emplear otros energéticos en lugar de gas natural, como puede ser gas de carbón, reformador de nafta o gas de coquización.

## **2.6. Producción de los lingotes de acero**

La última etapa en la fabricación del acero en estado líquido es precisamente su solidificación. Esta etapa no siempre ha existido, ya que en tiempos remotos el material se obtenía en estado pastoso. Realmente la necesidad de solidificar el acero nació en 1740, cuando se desarrolló el proceso de producción de acero al crisol. A partir del descubrimiento de Bessemer (1856) todo el acero producido se fabrica en estado líquido, de ahí la importancia del procedimiento.

El acero fundido no pasa directamente del horno a la lingotera, sino que con una parte de la escoria va a la cuchara de colada, donde permanece el tiempo suficiente para que se pueda separar la escoria por su diferencia de densidad, esto también sirve para ajustar la temperatura de vaciado del material.

El colado se efectúa (figura 2.23) de tres maneras diferentes que son: vaciado en lingoteras, fabricación de lingotes en un equipo de colada continua y vaciado de piezas.

La mayor parte del acero producido se aplica en la fabricación de lingotes, y el proceso más utilizado es el de colada continua. Los lingotes tienen normalmente secciones cuadradas o rectangulares; en algunas ocasiones se trabaja con secciones hexagonales y también octagonales.

La forma y dimensiones del lingote están determinadas por el producto que se pretende elaborar a partir de éste.

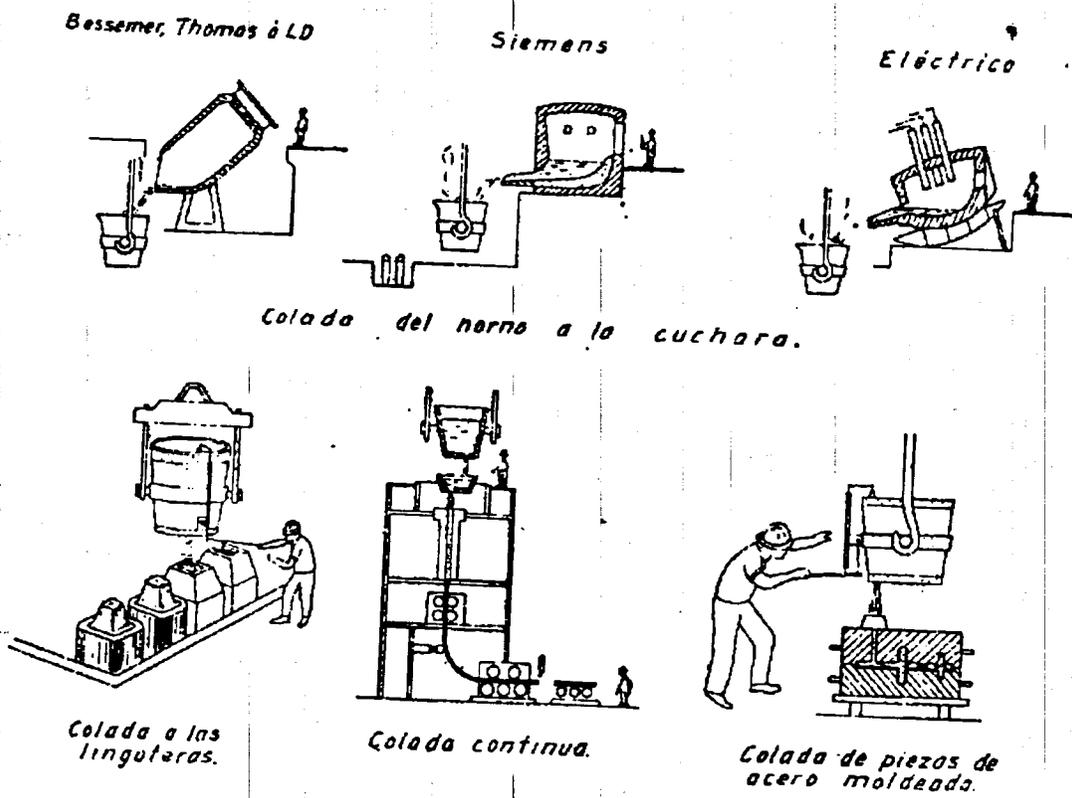


FIGURA 2.23. COLADA DEL ACERO

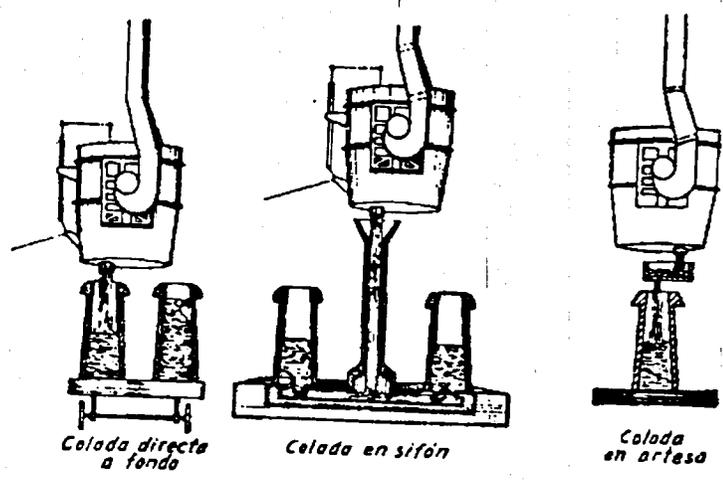


FIGURA 2.24. MÉTODO DE COLADA DEL ACERO EN LINGOTERAS

**COLADA DEL ACERO EN LINGOTERAS.** Para la solidificación del acero se emplean lingoteras fabricadas en fundición gris. El llenado de los lingotes se realiza por tres métodos principales (figura 2.24): colada directa por la parte superior de los lingotes, colada con sifón a través de un conducto central y colada con artesa intermedia.

La colada directa es el método empleado en la fabricación de aceros de gran calidad.

La colada en sifón se utiliza comúnmente en la producción de aceros de calidad media y baja; en ésta se llenan a la vez varias lingoteras que se encuentran agrupadas alrededor de un conjunto cilíndrico central llamado bebedero, por donde se cuela el acero, y se comunica por el fondo con todas las lingoteras. El inconveniente de este tipo de colada estriba en la posibilidad de que el acero arrastre partículas de refractario, escoria o arena, las que deposita en el lingote, con los consiguientes problemas que esto acarrea.

La colada en artesa se emplea con poca frecuencia y se aplica en los mismos casos que la directa.

**LINGOTES DE ACERO.** Los lingotes de acero, independientemente de su geometría, se pueden clasificar por el tipo de solidificación que siguen y por el grado de desoxidación del material, se tienen entonces: aceros calmados y aceros efervescentes.

**Aceros calmados.** Son todos aquellos que presentan un contenido de carbono mayor del 0.25%. Se desoxidan totalmente antes del vaciado con ferromanganeso, ferrosilicio y con aluminio. Por dicha razón no desprenden gases durante la solidificación, y cuentan con una mazarota en la parte superior, donde se presenta la contracción del lingote; en esta misma zona se suscita mayor segregación del fósforo y azufre. Al eliminar dicha sección del lingote se evita la perjudicial influencia de estos elementos, aunque también representa una pérdida del material del 6 al 15%.

La formación del rechupe es inevitable (figura 2.25), debido a las contracciones que se generan durante la solidificación y enfriamiento; lo único que se puede hacer es limitar la zona afectada, en esto tiene notable influencia la forma del lingote, como se puede observar en la figura. Al colocar sobre la lingotera una pieza de material aislante denominada mazarota, se consigue que el acero se enfríe lentamente en dicha zona, manteniéndose líquido por mayor tiempo, dando como resultado que el rechupe sólo se presente en la zona superior del lingote, esto es exclusivamente en la mazarota.

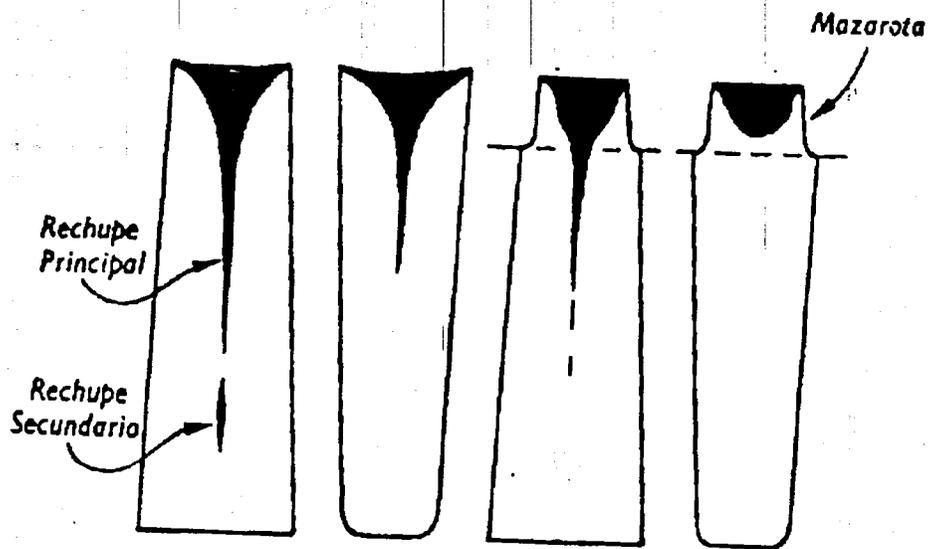
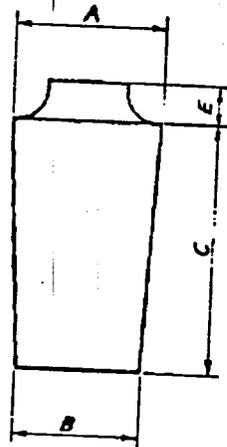


FIGURA 2.25. FORMACIÓN DEL RECHUPE EN DIFERENTES TIPOS DE LINGOTES

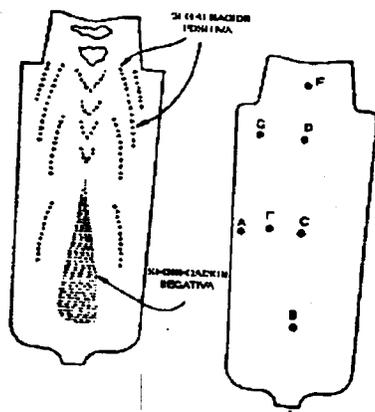
Para lograr la mayor eficiencia del lingote, y así facilitar su retiro de las lingoteras, las dimensiones recomendadas, en el caso de sección cuadrada, son:



PESO DEL LINGOTE (kg)	A mm	B mm	C mm	CONICIDAD (%)	ESBELTEZ (%)
2000	479	336	1584	9	3.9
2500	605	520	950	8.9	1.69
4000	600	445	1800	8.6	3.5
10000	850	750	1600	6	2.3

FIGURA 2.25. MEDIDAS CARACTERÍSTICAS DE UN LINGOTE DE ACERO CALMADO

La segregación es un fenómeno imposible de evitar, ya que se provoca a través de la solidificación diferencial del material, como se puede observar en la figura 2.26.



E y D ZONAS DE SEGREGACION POSITIVA MAS IMPORTANTES

G, F y A ZONAS DE SEGREGACION POSITIVA MENOS IMPORTANTES

B y C ZONAS DE SEGREGACION NEGATIVA MAS IMPORTANTES

FIGURA 2.26. DISTRIBUCIÓN DE LAS SEGREGACIONES EN UN LINGOTE DE ACERO AL CARBONO CALMADO

El acero solidificado por colada continua producido en la actualidad es de este tipo (sin importar su composición). Debido a los espesores y a la rapidez de solidificación es evidente que no existen rechupes y que la segregación continúa.

**Aceros efervescentes.** Se producen mediante la desoxidación parcial del material, de tal forma que durante la solidificación el oxígeno residual reacciona con una fracción del carbono presente, formando entonces monóxido de carbono, parte del cual queda atrapado en el interior del material. Dichas sopladuras, al no estar oxidadas, pueden eliminarse al soldar sus superficies durante la forja o la laminación. Como desoxidante principal se adiciona ferromanganeso y en mucho menor proporción aluminio. No se le adiciona silicio como desoxidante. Este proceso se emplea en aceros de bajo carbono en donde se requiere excelente ductilidad. Debido a la generación de gas no se presenta rechupe, por lo que el descarte, en caso de existir es mínimo.

**Otros tipos de aceros.** En menor proporción, se han producido híbridos de los aceros antes mencionados; por ejemplo los semicalmados y los bloqueados o tapados. Como semicalmado se pueden producir aceros con 0.05 y 0.20 % de carbono, el grado de desoxidación corresponde a un valor intermedio entre los calmados y los efervescentes. Dada la complejidad para obtener el grado de desoxidación deseado, se trata de calidades difíciles de producir. En el caso de los aceros bloqueados, la solidificación se inicia de la misma manera que en los efervescentes, deteniéndola por un proceso químico, al adicionar pequeñas cantidades de aluminio al final del vaciado o también mediante la colocación de una tapa en la lingotera que reduce la efervescencia del material.

**COLADA CONTINUA.** Ha sido uno de los desarrollos siderúrgicos más importantes del presente siglo, en conjunción con la aceración por oxígeno. El método, patentado por Junghans en 1933, ha sido perfeccionado de tal forma que en la actualidad la mayoría de las instalaciones siderúrgicas de gran capacidad cuentan con este tipo de máquina, tanto para la producción de palanquilla como de planchón.

En este proceso se pueden obtener los productos semiterminados antes mencionados, en espesores variables, generalmente de 50 a 300 mm, en lugar de fabricar lingotes de mayores dimensiones y después laminarlos.

El método consiste en el vaciado de acero en una lingotera sin fondo que se caracteriza por estar oscilando de manera continua, para obtener entonces un lingote cuya longitud teóricamente puede ser infinita.

Las lingoteras son de cobre y están cromadas en la superficie de contacto. Su longitud es de 0.5 a 0.8 m. La frecuencia oscilatoria va de 1 a 2.5 Hz, normalmente. El recorrido tiene unos 0.022 m de amplitud, regularmente la velocidad de ascenso es mayor que la de descenso. La velocidad de producción varía de 0.5 a 3 m/min .

Las principales ventajas del proceso son:

- Los costos inicial y de operación se reducen en virtud de que requieren 50% menos de personal para una misma producción. Al no necesitar tren de desbaste, se reduce la inversión inicial requerida.
- La eficiencia del metal líquido es de 94 a 97%, mientras que por el procedimiento de colada en lingoteras es de 83 a 90% lo que representa una disminución de los costos operativos.
- El producto es homogéneo y se evitan segregaciones.

Los principales inconvenientes del proceso son:

- El acabado superficial de las barras provenientes de la colada continua es de menor calidad que el de las barras con colada clásica.
- El número y tamaño de las inclusiones es mayor.
- No se pueden fabricar piezas de secciones transversales grandes debido a que es necesario una fuerte deformación plástica para garantizar la eliminación de la estructura de solidificación.

**Descripción del proceso.** En colada continua (figura 2.27) se vierte el material líquido desde la cuchara hasta una artesa intermedia, de donde pasa de manera continua e ininterrumpida a uno o varios moldes de cobre sin fondo, refrigerados por agua, cuyo hueco central tiene el mismo perfil que se desea obtener. Estos moldes están sometidos a un movimiento vertical de oscilación que facilita el deslizamiento del metal solidificado.

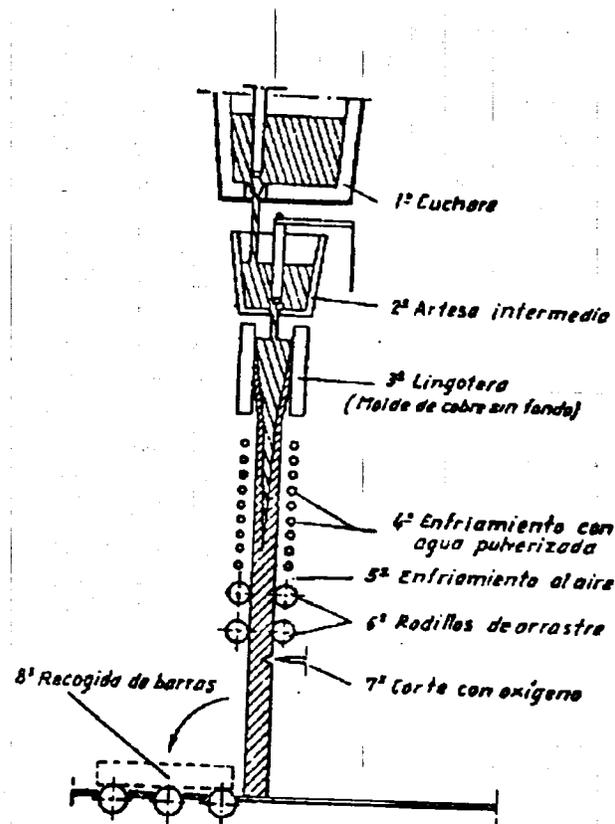


FIGURA 2.27. PROCESO DE COLADA CONTINUA

Como los moldes de cobre son abiertos por la parte inferior, al iniciar la colada es necesario colocar un tope o cabeza móvil, que sirve para cerrar la salida del molde y evitar escapes de metal fundido. El metal se solidifica al caer sobre el tope, el cual se pone en movimiento una vez que se ha acumulado material solidificado a una altura conveniente. Cuando la barra sale de la lingotera presenta metal fundido en su interior, por ello se enfría fundamentalmente por aspersión de agua, permitiendo entonces su total solidificación, esta etapa de enfriamiento se denomina refrigeración secundaria. Terminada la solidificación; el siguiente enfriamiento se hace con aire, la barra pasa entonces a los mecanismos de arrastre, enderezado y cortado.

Es conveniente mencionar que el proceso se emplea también en la producción de lingotes de aleaciones no ferrosas, como la de cobre. Asimismo se han desarrollado equipos para la fabricación de barras huecas.

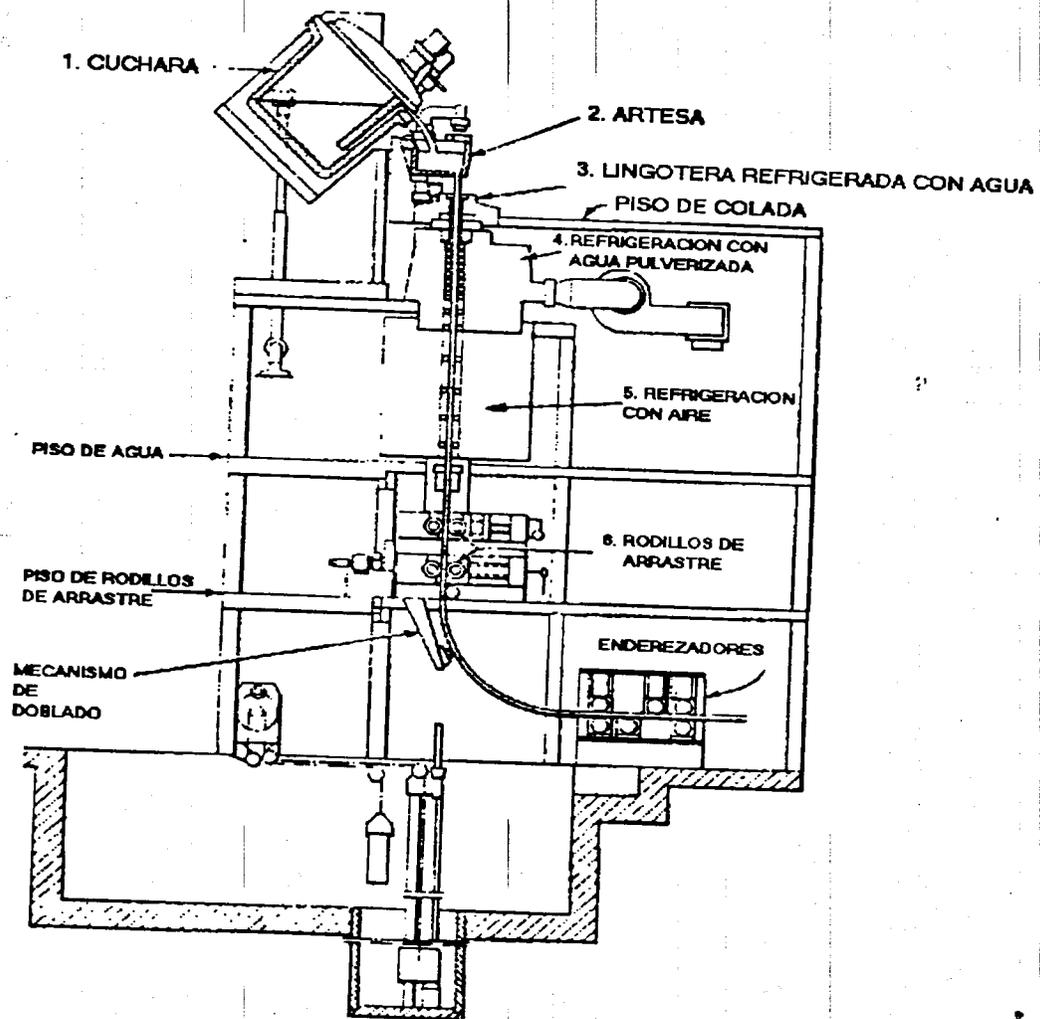


FIGURA 2.28. PROCESO DE COLADA CONTINUA CON DOBLADO POSTERIOR DEL LINGOTE

## TEMA II

### SIDERURGIA

1. No es conveniente emplear estos minerales para la obtención de hierro, en virtud de su alto costo de reducción:  
a)  $\text{Fe}_2\text{O}_3$     b)  $2\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 3\text{H}_2\text{O}$     c)  $\text{FeSiO}_3$     d)  $\text{Fe}_3\text{O}_4$
2. La preparación del mineral tiene por objeto:  
a) Aglomerarlo para facilitar su transporte  
b) Eliminar los minerales no ferrosos  
c) Aumentar la concentración y mejorar la porosidad  
d) Eliminar las piritas y minerales fosforosos
3. Esta sección del alto horno corresponde a la zona de toberas y se caracteriza porque ahí se presentan temperaturas máximas:  
a) Tragante    b) Crisol    c) Etalaje    d) Vientre
4. La razón por la cual los altos hornos en operación en el mundo tengan una capacidad de producción generalmente mayor a 2000 ton diarias es debida a que:  
a) La demanda de acero y arrabio así lo justifica  
b) La mayoría de los hornos en operación son menores a 2500 ton  
c) No es rentable la operación de hornos de pequeña capacidad  
d) La tecnología del alto horno es obsoleta y está siendo reemplazada por equipos de reducción directa

5. El sistema de depuración del gas del alto horno puede estar constituido por:
- a) Gasómeros, cámaras de expansión, depurador electrostático
  - b) Cámaras de combustión, ciclón, ducha
  - c) Cámara de expansión, ducha, gasómero
  - d) Cámara de expansión, ciclón, ducha, depurador electrostático
6. La reacción de reducción indirecta de magnetita es:
- a)  $\text{FeO} + \text{CO} \rightarrow \text{Fe} + \text{CO}_2$
  - b)  $\text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO} \rightarrow 3\text{FeO} + \text{CO}_2$
  - c)  $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{C} \rightarrow 2\text{FeO} + \text{CO}$
  - d)  $3\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{CO} \rightarrow \text{Fe}_3\text{O}_4 + \text{CO}_2$
7. Convertidor de soplo de aire, revestido con refractario ácido:
- a) De hogar abierto
  - b) Bessemer
  - c) Thomas
  - d) Siemens
8. En este proceso la fabricación de acero se puede efectuar a partir de material sólido:
- a) Thomas
  - b) Siemens-Martin
  - c) BOF
  - d) Bessemer
9. El incremento de temperatura del baño metálico en un convertidor durante el proceso de aceración se debe a que:
- a) Las reacciones son exotérmicas
  - b) Las reacciones son endotérmicas
  - c) Existen quemadores de gas combustible
  - d) Se hacen pasar gases a elevada temperatura
10. Es una variación del convertidor de oxígeno en el que se inyecta argón:
- a) BOF
  - b) AOD
  - c) LD
  - d) OLP

11. La fabricación de acero a partir de pre-reducidos tiene la siguiente ventaja:
- a) Menor costo de instalación
  - b) Mayor productividad
  - c) Menor costo operativo
  - d) Mayor calidad del acero producido.
12. Combustible empleado generalmente para el proceso HyL-III
- a) Carbón molido
  - b) Gas butano
  - c) Gas natural
  - d) Coque
13. Los parámetros importantes del hierro esponja son: el contenido de carbono y el grado de metalización, los cuales deberán ser del orden de:
- a) 2% , 100%
  - b) 0.0% , 90%
  - c) 1.6% , 92%
  - d) 3.5% , 88%
14. Proceso de aglomeración que se efectúa en dos etapas; en la primera se obtienen partículas semiesféricas de aproximadamente 10 mm de diámetro, en la segunda son sometidas a un proceso de endurecimiento por cocción:
- a) Pelletizado
  - b) Nodulizado
  - c) Sinterizado
  - d) Briqueteado
15. La temperatura y tiempo de duración del proceso de coquización son del orden de:
- |          |           |           |           |
|----------|-----------|-----------|-----------|
| a) 800°C | b) 1200°C | c) 1500°C | d) 2000°C |
| 28 horas | 18 horas  | 8 horas   | 4 horas   |
16. El proceso de coquización tiene como finalidad:
- a) Aumentar el poder calorífico del carbón
  - b) Aglomerar a la masa carbonosa y proporcionar resistencia a la compresión
  - c) Generar gases combustibles
  - d) Eliminar el azufre y demás sustancias nocivas del carbón

17. Los gases que escapan por el tragante están constituidos por:

- |                  |                        |                      |                        |
|------------------|------------------------|----------------------|------------------------|
| a) $\text{CO}_2$ | b) $\text{CO}_2$       | c) $\text{CO}_2$     | d) $\text{CO}_2$       |
| $\text{CH}_4$    | $\text{C}_2\text{H}_2$ | $\text{H}_2\text{O}$ | $\text{CO}$            |
| $\text{N}_2$     | $\text{H}_2\text{O}$   | $\text{H}_2\text{S}$ | $\text{N}_2$           |
| $\text{H}_2$     | $\text{N}_2$           | $\text{N}_2$         | $\text{C}_x\text{H}_y$ |

18. Las transformaciones principales que sufre el mineral a su paso por el alto horno son:

- a) Reducción, fusión y eliminación de elementos no ferrosos
- b) Secado, reducción y fusión
- c) Eliminación de impurezas y reducción de los óxidos
- d) Reducción, carburación y fusión

19. La escoria del alto horno está formada fundamentalmente por:

- |                 |                         |                   |                 |
|-----------------|-------------------------|-------------------|-----------------|
| a) $\text{FeO}$ | b) $\text{SiO}_2$       | c) $\text{SiO}_2$ | d) $\text{MnO}$ |
| $\text{MnO}$    | $\text{CaO}$            | $\text{CaS}$      | $\text{MgO}$    |
| $\text{SiO}_2$  | $\text{Al}_2\text{O}_3$ | $\text{MnO}$      | $\text{FeO}$    |
|                 | $\text{MgO}$            |                   | $\text{CaO}$    |

20. Las materias primas típicas del proceso Siemens-Martin son:

- |                    |            |                |            |
|--------------------|------------|----------------|------------|
| a) Arrabio líquido | b) Arrabio | c) Arrabio     | d) Arrabio |
| Mineral            | Chatarra   | Ferromanganeso | Chatarra   |
| Oxígeno            | Cal        | Mineral        | Mineral    |
|                    |            | Cal            | Caliza     |

21. Es una variación del convertidor LD más efectiva en la eliminación del fósforo; se

inyecta la cal a través de la lanza:

- a) BOF    b) OLP    c) AOD    d) KALDO

22. Este proceso de reducción directa se efectúa en un reactor de lecho móvil:

- a) HyL-I    b) AOD    c) HyL-III    d) LDAL

23. Mineral de hierro de tonalidad roja, cuya riqueza es del 70% y su densidad de 4.9 g/cm<sup>3</sup>:

- a) Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>    b) FeCO<sub>3</sub>    c) Fe<sub>3</sub>O<sub>4</sub>    d) 2Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>·3H<sub>2</sub>O

24. El refractario empleado en el etalaje del alto horno generalmente es del siguiente tipo:

- a) Silico-aluminoso    b) Grafito  
c) Placas de acero    d) Carbón Amorfo

25. En un alto horno se carga un mineral compuesto en 90% por hematitas rojas. Si el hierro presente pasa en su totalidad al arrabio (94% Fe), ¿cuál será la cantidad requerida de mineral por tonelada de arrabio producida?

- a) 1492 kg    b) 1572 kg    c) 1450 kg    d) 1740 kg

26. En el mismo horno se utilizan 470 kg de coque por tonelada de producto, y su contenido de cenizas es de aproximadamente 8%. Considerando que se requieren 1.6 kg de caliza por kg de ceniza y 1.2 kg de ganga; ¿cuál será la cantidad promedio requerida de caliza, considerando 15% de excedente?

- a) 312 kg    b) 525 kg    c) 275 kg    d) 239 kg

27. Se han logrado ahorros significativos en el consumo de coque en un alto horno mediante:

- a) El empleo de coque con menor contenido de cenizas y mayor poder calorífico.
- b) El uso de minerales aglomerados con una mayor concentración de hierro así como porosidad
- c) La aplicación de aire precalentado a  $1000^{\circ}\text{C}$
- d) El empleo de refractarios silicoaluminosos

28. Los gases reductores en un proceso HyL son:

- |                |                    |                  |                 |
|----------------|--------------------|------------------|-----------------|
| a) CO          | b) CO <sub>2</sub> | c) CO            | d) CH           |
| H <sub>2</sub> | H <sub>2</sub>     | H <sub>2</sub> O | CO <sub>2</sub> |

29. Los gases anteriores se forman en un reformador catalítico a partir de:

- |                                  |                     |                    |                    |
|----------------------------------|---------------------|--------------------|--------------------|
| a) C <sub>2</sub> H <sub>6</sub> | b) H <sub>2</sub> O | c) CH <sub>4</sub> | d) CH <sub>4</sub> |
| H <sub>2</sub> O                 | CO <sub>2</sub>     | CO <sub>2</sub>    | H <sub>2</sub> O   |

30. La caliza está formada fundamentalmente por:

- |                  |                      |        |                                |
|------------------|----------------------|--------|--------------------------------|
| a) CaO           | b) CaCO <sub>3</sub> | c) MgO | d) MgO                         |
| SiO <sub>2</sub> |                      |        | Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> |

31. Explique de forma detallada el proceso seguido para la preparación del mineral de hierro, indicando el objeto de cada etapa y la manera como éstas se realizan. Mencione los tres minerales más comúnmente explotados, así como sus propiedades.

32. ¿Qué parámetros determinan la posibilidad de coquización de un carbón mineral y de qué manera influyen dichos parámetros? ¿Con qué finalidad se realiza el proceso?

33. Explique la razón por la cual el horno básico de oxígeno ha sustituido a los hornos de hogar abierto.

34. ¿Qué ventajas presenta el proceso de reducción directa con respecto al alto horno? Explique la razón por la cual no ha sustituido a dichas instalaciones.
35. Indique las reacciones que se llevan a efecto en el interior del alto horno, y mencione en qué zona.
36. Muestre esquemáticamente el proceso de fabricación del acero por el método del alto horno.
37. Muestre esquemáticamente el proceso de fabricación del acero por el método de reducción directa.
38. ¿Cuáles son las características que deberá cumplir un carbón para ser considerado como coquizable? ¿Qué características deberá presentar el coque metalúrgico y cuál es su función en el alto horno?
39. ¿Con qué finalidad se añade cal o caliza al alto horno?
40. ¿Cómo se lleva a cabo la aceración en un horno de hogar abierto? ¿Cuáles son las materias primas empleadas en éste?
41. Explique usted la razón o razones por las que no es necesario un proceso de aceración al producir acero a partir de hierro esponja.
42. Un alto horno se alimenta con un mineral que está constituido por un 85% de hematites rojas y un 15% de material inerte.  
La eficiencia de la reducción del hierro en el horno es de 99.8%, el producto obtenido contiene un promedio de 3.5% C, 1.8% Si, 0.6% Mn. 0.1% S.  
Como combustible se está utilizando coque (85% C, 12% cenizas. 1% azufre y 2% volátiles), el cual se complementa con combustóleo que es inyectado a través de las

toberas, la masa de éstos son 420 y 60 kg respectivamente por tonelada/arrabio. Las cenizas del coque están constituidas por 80% de sílice y alúmina y un 20% de otros minerales mientras que el material inerte presenta una relación 70/30 de los mismos compuestos.

Considerando que el costo por tonelada de mineral de Fe es de \$50 dólares, mientras que el de coque es de \$380 y el del combustóleo es de \$120 y que la suma de éstos equivale al 80% del costo operativo total del producto, determine el costo de venta del arrabio, si el margen de utilidad debe de ser del 25%.

Solución

Costo de venta = 384.29 por ton de arrabio.

43. En un proceso HyL-I se emplea como materia prima un mineral que contiene en promedio un 91.4% de hematita roja y el resto de minerales no ferrosos. Al finalizar el proceso de reducción se obtiene hierro esponja con un 85% de metalización y 1.5% de carbono.

Considerando que el hierro que no se reduce totalmente se encuentra en forma de óxido ferroso, determine la masa de mineral que se requiere para producir una tonelada de hierro esponja.

Solución

La masa resultante en el hierro esponja es:

Fe metálico = 54.4 kg

Fe oxidado = 9.6 kg

Masa ganga = 8.6 kg

Total = 72.6 kg además de 1.5% de Carbono

Carbono = 1.09 kg

$$M_{\text{ácidos}} = Mg \times 0.85 = 182.9$$

$$M_{\text{ganga}} = 215.2 \text{ kg}$$

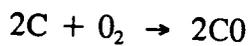
$$M_{\text{básicos}} = Mg \times 0.15 = 32.3$$

$$I_{\text{deB}} = 1 = \frac{MgO + CaO}{Al_2O_3 + SiO_2} \rightarrow 182.9 = M_{\text{básicos}}$$

$$M_{CaO} = 182.9 - 32.3$$

$$M_{CaO} = 150.6 \text{ kg}$$

Reacción de combustión      Masa de carbono:  $0.85 \times 520 = 442 \text{ kg}$



$$24 \text{ g/mol} - 32 \text{ g/mol}$$

$$\text{Carbono a arrabio} = 35 \text{ kg}$$

La masa de carbono que reacciona a monóxido de carbono = 407

Por lo tanto la masa de oxígeno para la reacción es:

$$(407/24) \times 32 = 542.66 \text{ kg}$$

Por lo tanto la masa de aire es:

$$542.66 / 0.24 = 2261 \text{ kg}$$

La masa de la escoria está dada por la suma de las masas de la ganga, más las cenizas del arrabio, más la cal, menos lo correspondiente a los minerales que se reducen y pasan al arrabio (manganeso y silicio):

Masa de producto 73.69 kg. Por lo tanto la masa de mineral por cada 100 kg de mineral por tonelada de hierro esponja producido es de 1357 kg.

44. Un alto horno se alimenta con un mineral constituido en promedio por un 40% de hematitas rojas, un 50% de magnetita y el resto se distribuye como sigue:  $\text{SiO}_2 + \text{Al}_2\text{O}_3$ -85%;  $\text{MgO} + \text{CaO}$ -15%.

El consumo de coque por tonelada de arrabio producido es de 520 kg, está constituido por un 85% de carbono, un 2% de volátiles y un 13% de cenizas.

El aire para la combustión se precalienta a  $1000^\circ\text{C}$  y se enriquece con oxígeno, de tal manera que al ser alimentado al horno a través de las toberas, el porcentaje del mencionado elemento es de 24, la masa de aire es adicionada en proporción estequiométrica para formar monóxido de carbono. Considerando que el arrabio producido contiene en promedio un 3.5% de carbono, 1.5% de silicio y 0.5 de manganeso, calcule el balance de masas por tonelada de producto.

$$R_{\text{IQ}} = 0.4 \times 0.7 + 0.5 \times 0.72$$

$$R_{\text{IQ}} = 0.64 \text{ (Riqueza del mineral) Arrabio } 3.5\% \text{ C}$$

1.5% Si

0.5% Mn

Por tonelada:

945 kg Fe

35 kg C

15 kg Si

5 kg Mn

→ Masa mineral 1476 kg

$$M_{\text{ganga}} = 0.1 \times 1476 + 0.13 \times 520$$

$$\begin{aligned} \text{Masa escoria} &= 147.6 + 67.6 + 150.6 - 20 \\ &= 345.8 \text{ kg} \end{aligned}$$

Por último la masa de gas del tragante se calcula considerando el balance de masas:

**Balance de cargas**

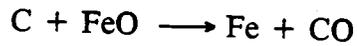
1476 kg mineral	1000 kg arrabio
520 kg coque	345.8 kg escoria
2261 kg aire	<u>3061.8</u> kg gas del tragante
<u>150.6 kg cal</u>	$\Sigma Ms 4407.6$ kg
$\Sigma Me 4407.6$ kg	

45. Un alto horno con una capacidad de producción de 3200 toneladas por día se está alimenta con un mineral constituido por un 45% de hematitas pardas, 32% de hematitas rojas, 10% de magnetita y el resto de material inerte.

La eficiencia en la reducción de hierro es del 99.9%. El arrabio producido tiene una composición media de 3.5% C, 1.8% Si, 0.8 Mn, 0.2% P y .03% S. Como combustible se emplea coque metalúrgico con 85% C, 12% cenizas (70% SiO<sub>2</sub>, 15% Al<sub>2</sub>O<sub>3</sub>, 15% MgO) y el resto de material volátil, la masa requerida de éste, por tonelada de arrabio es de 500 kg. El material inerte tiene una relación 75/25 de compuestos ácidos a El coque tiene un precio de 380 dólares la tonelada, mientras que el del mineral es de 50 y la caliza de 60.

Con base en lo anterior y tomando en cuenta que el costo operativo es de 75 dólares por tonelada de mineral, determine el costo de producción de arrabio.

46. Determine el contenido de carbono necesario en un hierro esponja, si se va a producir un acero 1010. El grado de metalización es del 90%. El carbono presente en el hierro esponja reacciona con el óxido de hierro para formar monóxido de carbono, según:



Considere que el prerreducido está constituido por un 75% de hierro metálico, 13.5% de óxido ferroso, estando constituido el resto por material inerte y carbono.

47. En una planta de reducción directa que está equipada con el proceso HyL-III, se quiere hacer una evaluación sobre el costo de su producto. El material de partida está constituido por un 88% de magnetita y un 12% de material inerte, el costo de éste es de 50 dólares por tonelada mientras que el costo de operación es de 100 dólares por tonelada de mineral. El hierro esponja presenta un grado de metalización del 92% y contiene un 2% de carbono. El óxido remanente es exclusivamente ferroso. Indique el costo en dólares por tonelada de producto.
48. Un alto horno se alimenta con un mineral que está constituido por un 85% de hematitas pardas y un 15% de material inerte. La eficiencia de la reducción del hierro en el horno es de 99.5%. El producto obtenido contiene un promedio de 3.8% de C, 1.6% de Si, y 0.6 de Mn. Como combustible se está empleando coque (84% C, 12% cenizas, 2% azufre y 2% volátiles) que se complementa con combustóleo, el cual es inyectado a través de las toberas. Las masas de éstas son 400 y 80 kg respectivamente por tonelada. Las cenizas del coque están constituidas por 70% de sílice y alúmina y un 30% de otros minerales, mientras que el material inerte presenta una relación 80/20. Considerando que el costo por tonelada de mineral de hierro es de 40 US dólares, el del coque es de 350 y el del combustóleo de 150, donde la suma de estos costos representa el 75% del costo de producción, con base en lo anterior calcule el costo del arrabio, el cual posteriormente es conducido a la planta de aceración, donde el costo de procesamiento es de 100 dólares por tonelada. Cuánto será entonces el valor por tonelada de un acero 1045 en estado líquido.
49. Un alto horno cuya producción diaria es de 3500 ton, se alimenta con una mezcla compuesta por 40% de magnetita, 50% de hematitas rojas, y el resto de material estéril.

El consumo de coque es de 480 kg por tonelada de arrabio y se requiere en promedio 200 kg de cal por tonelada de producto. El arrabio está compuesto por 3.5% C, 1.5% Si, 1%Mn, el resto hierro.

Con base en lo anterior determine:

- a) El consumo diario de mineral; considere que el hierro pasa en un 100% al arrabio.
- b) El número de cámaras de coquización en servicio, si en promedio producen 20 toneladas de coque por carga, con una duración total del ciclo de 18 horas.

50. El alto horno instalado en Lázaro Cárdenas produce aproximadamente 3500 toneladas de arrabio por día. Considerando que es alimentado por una mezcla de limonita  $3(\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O})$  más hematitas rojas ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) y que ésta se encuentra en proporción 60/40, con un 12% en promedio de material inerte, determine la demanda de mineral que hará la planta para el próximo mes.

Considere un excedente del 2%

El arrabio producido tiene una composición típica de:

3% C, 1.5% Si, 0.6% Mn, 0.1% P, 0.05% S.