



CAPÍTULO 13: PIROMETALURGIA DEL COBRE

13.1. INTRODUCCIÓN

13.1.1. ANTECEDENTES HISTÓRICOS

A muchos miles de kilómetros de aquí, cerca de la costa israelita del Golfo de Aqabah, y cerca de la ciudad de Eilat, hay un valle, el valle de Timna, un lugar caluroso, seco y que es muy posible que sea la cuna misma de la industria del cobre. Cerca de 30 años atrás, una expedición arqueológica en Timna, encontró los restos de una Fundición que data de 6.000 años. Esto es, se tiene una historia de 6.000 años de producción de cobre en el mundo. Revisemos brevemente los pasos de la industria del cobre: éste fue tan importante, que se ha nominado por su causa a una etapa entera de nuestra civilización: la edad del Cobre. Como industria, sin embargo, sólo emerge en el siglo 16. Pocos años después de la muerte del rey Enrique VIII, se formaron 2 grandes compañías de cobre en Inglaterra. Incluso hasta los comienzos del siglo XIX, Inglaterra fue el principal productor de cobre primario del mundo: cerca de tres cuartas partes de la producción de cobre del mundo venía de las Islas Británicas, gran parte del cual era extraído de minas inglesas.

La elevada industrialización en Europa causó un incremento en la búsqueda de depósito de cobre en Japón, Rusia y Chile, y posteriormente en Norteamérica y Australia, sin embargo, hasta la mitad del siglo XIX, Inglaterra era aún el primer productor de cobre del mundo, con un 80% de la producción total mundial. Entre 1860 y 1875, Chile sobrepasó a Inglaterra y pasó a ser el primer productor de cobre del mundo. Sólo en 1880, EE.UU. vino a sobrepasar a Chile.

Examinemos ahora cómo ha variado el consumo del metal con los años, para ver si la industria es realmente madura. En 1810 la producción mundial fue de 16.000 t/año, menos de la tercera parte de los que Chile usa hoy al año. En 1860 la producción aumentó a 100.000 t/año en 1910 se llegó a 1 millón t/año, la producción mundial actual es cercana a 15.000.000 t/año.

Si consideramos que en los casi 6.000 años antes de 1910, la producción mundial total fue menos de 5 millones de toneladas, se puede ver que ahora se consume casi el doble de eso cada año.

Problemas y Oportunidades

Parecería entonces que la industria del cobre ha alcanzado su madurez y podría considerarse como una de las grandes instituciones industriales del mundo. Emplea cientos de miles de hombres, millones de gente en forma directa y millones de gente en forma indirecta, de modo que ¿cuáles son entonces los problemas de una industria tan grande, si es que tiene problemas?

Existen dos proyecciones de crecimiento de la demanda mundial del cobre, una pesimista de 3% y una optimista de 4% o más. La oferta, en cambio, ha experimentado un



nivelamiento en los años recientes y puede haber un gran incremento en los próximos años.

Hay una vieja teoría en la industria del cobre que funcionó al comienzo del siglo XX, pero que todavía puede ser tomada en cuenta. Dicha teoría afirma que la razón que hay entre el precio del cobre y el costo unitario de producción deberá ser, como promedio, 1.7. Es decir, el precio debe ser 70% mayor que el costo de operación dentro de un amplio período de tiempo. Cualquier razón menor de 1.7, si se aplica por un período largo de tiempo, detendrá nuevas inversiones, ya que es el margen de utilidad el incentivo de las nuevas inversiones. Eso significa que, al precio actual de 75 c US \$ la libra (Julio de 2003), no sólo los nuevos productores, sino que también los ya existentes tendrán dificultades para financiar proyectos de capital.

Entonces, tanto los productores nacionales como los privados tendrán problemas en el mercado del dinero (todos competimos en el mismo mercado, vamos a los mismos bancos), a menos que el precio del cobre aumente sustancialmente por sobre la predicción actual. De modo que éste, por lo menos en éste momento, es uno de los problemas de la industria del cobre.

El siguiente problema que enfrenta la industria del cobre es el precio mano de obra por tonelada de cobre, el que se incrementa rápidamente. Esto se debe al decrecimiento de las leyes de los minerales, a la mayor profundidad de los rajos, y a las crecientes expectativas de la fuerza del trabajo.

En un depósito tipo de cobre porfídico las dos cosas que se quiere extraer son el cobre primario y el cobre secundario. En un rajo nuevo llegamos rápidamente al mineral, para continuar con el rajo intermedio tendremos que desplazarnos distancias mayores, y en cuando se llega al rajo maduro, al ser más grande la cavidad, crece la distancia y la elevación a la que hay que sacar el mineral. Se requiere entonces más mano de obra y más energía. Se puede enfrentar esto poniendo equipos cada vez más grandes: los camiones de Chuquicamata han variado de 60 t a 100 t, a 150 t y 240 t, tenemos incluso camiones de 300 t y más, pero esto cuesta mucho dinero y se puede llegar hasta un cierto límite. Queda claro entonces que la profundidad constituye uno de los problemas de la mina. Tenemos que mover más material, hay que sacar más mineral, y todo esto requiere mano de obra.

Otro factor adverso que ha afectado particularmente a la industria cuprera es la legislación de control ambiental. Una fundición totalmente controlada para propósitos ambientales debe contar con observaciones meteorológicas, (mediadores de SO₂, As, material particulado), instrumentos que alimentan con su información a la fundición, de manera que ésta controle su producción de modo de no sobrepasar las limitaciones ambientales. Eso significa que muy a menudo se pierde producción.

Otro factor adverso que afecta a todos los productores de cobre es el costo de la energía. Este insumo, en la estructura de costos, de una industria del cobre es el cuarto en importancia (primero: dinero, segundo: costo mano de obra: tercero: preservación del medio ambiente).



¿Y las oportunidades? Primeramente, veamos el abastecimiento del cobre. Como se dijo anteriormente, los expertos predicen aproximadamente un 3 % de incremento por año en la próxima década. Esto indica que ellos no esperan una gran mejoría en el estándar de vida de la gran mayoría del mundo. Se dice esto considerando el consumo actual del cobre per cápita.

Mientras más cobre usa un país, más alto es su estándar de vida (material, claro). El consumo actual de cobre per cápita en los EE.UU. es cerca de 11 kg por persona, es decir, cada hombre, mujer o niño, cada persona usa 11 kg de cobre al año. El mismo índice para Chile es de 5 kg por persona, la mitad. El consumo promedio en el mundo es de sólo 2 kg por persona, por consiguiente, Chile está entre el promedio mundial, y el consumo de EE.UU. Chile está en la mitad del espectro. Sin embargo, Chile está tratando de mejorar el estándar de vida. El pueblo Chileno, no está satisfecho con lo que tiene, y obviamente queremos desarrollar más nuestro país, y creo que tenemos razón en hacerlo.

¿Qué pasa con el resto del mundo? Ellos también tienen sus aspiraciones en cuanto a mejora material. Supongamos que el resto del mundo llegara al estándar de Chile. Eso requeriría un incremento del consumo actual de 9 millones de toneladas al año, a 22 millones. Eso no puede lograrse con un 3 % de crecimiento. No mientras vivamos, ni tampoco si se considera también el aumento de la población.

En resumen, la industria del cobre está enfrentando tiempos difíciles: costos continuamente crecientes y precios continuamente decrecientes. Los metalurgistas no pueden hacer mucho por el precio (ya que esto está fuera de su alcance), pero si se pueden encontrar soluciones significativas a los costos de operación.

13.2. PIROMETALURGIA

¿POR QUE UNA FUNDICIÓN?

Los procesos pirometalúrgicos (procesos para recuperar un metal a partir del mineral, realizados a altas temperaturas, y con prescindencia de una fase acuosa) han sido empleados por el hombre desde hace largo tiempo. Las alternativas correspondientes a los procesos pirometalúrgicos son los hidrometalúrgicos (reacciones químicas en sistema acuoso), y electrometalúrgicos (reacciones químicas en sistema acuoso o sales fundidas). Ambas alternativas fueron desarrolladas a fines del siglo XIX, pero no con el propósito de reemplazar a la Pirometalurgia sino con la idea de tratar minerales de distinta naturaleza. En efecto, dos son las formas en que tradicionalmente se encuentra el cobre en la tierra; como "óxido", especialmente en aquellas capas de la corteza terrestre más cercanas a la atmósfera, y "compuestos sulfurados", en lugares profundos y alejados del contacto con el oxígeno. Los óxidos de cobre son bastante solubles en soluciones ácidas y la hidrometalurgia es la vía obvia para este tipo de materiales. Los minerales sulfurados son difícilmente solubles en soluciones ácidas, sin embargo, pierden su estabilidad y son fácilmente oxidables a altas temperaturas.

Cabe hacer notar que el 80% del cobre primario mundial se extrae de minerales

sulfurados, y así continuará siendo por largo tiempo dadas las características de los minerales que se proyecta explotar y las reservas caracterizadas. En las siguientes Figuras (1 y 2) se muestran las distintas alternativas de tratamiento para estos minerales.

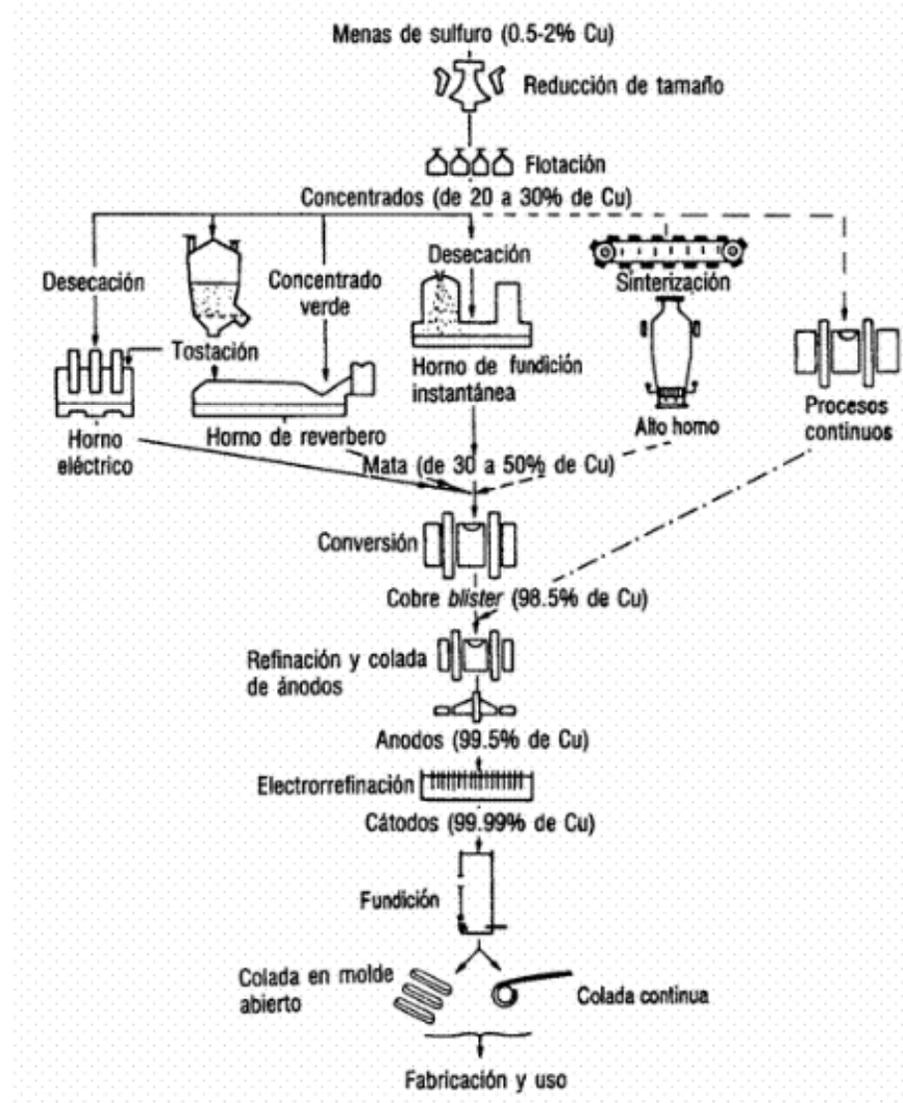


Figura 1: Tratamiento de Minerales Sulfurados

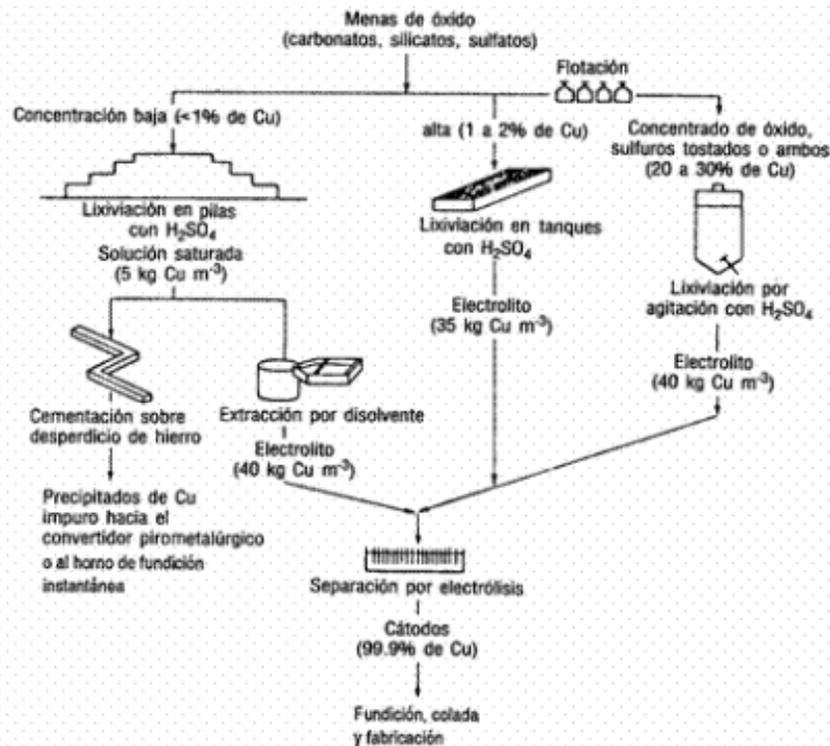


Figura 2: Tratamiento de Minerales Oxidados

13.2.1. CARACTERÍSTICAS DE LA PIROMETALURGIA

La Tabla 1 ofrece las nueve características básicas de los procesos pirometalúrgicos. Muchas de ellas son tan evidentes, que no necesitan explicación aparte.

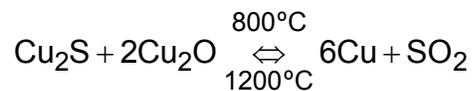
Tabla 1: Propiedades intrínsecas de los Procesos Extractivos a alta temperatura

1. Grandes velocidades de reacción.
2. El control de la temperatura puede usarse para alterar el equilibrio de la reacción.
3. Los sulfuros metálicos son también "combustibles".
4. Los flujos involucrados son altamente concentrados en el metal.
5. En estado líquido, la mayoría de los metales son inmiscibles con la escoria, es decir, no se mezclan con ésta.
6. Los metales preciosos son solubles en el metal fundido (oro, plata en cobre).
7. Las presiones de vapor son, por lo general, bastante altas a temperaturas elevadas.
8. Invariablemente, todos los procesos pirometalúrgicos originan subproductos gaseosos.
9. Las escorias metalúrgicas son relativamente estables en el medio ambiente natural.

Una alta velocidad de reacción implica menor tiempo de residencia de los materiales en el reactor y, por consecuencia, procesos de producción masivos, característica de los procesos pirometalúrgicos; contrasta con la reacciones de lixiviación. Estas últimas se llevan a efecto a 25-150 °C, lo que significa bajas velocidades de reacción y largo tiempo de residencia.



Equilibrio de la reacción: El amplio rango de temperaturas en el que pueden moverse estos procesos, permite la obtención de los productos deseados, por ejemplo la conversión de metal blanco a cobre blister mediante la inyección de aire, depende del equilibrio de la reacción:



la cual es favorable a 1200 °C y desfavorable a 800 °C. El rango de temperaturas en que pueden moverse los procesos hidrometalúrgicos es estrecho, de allí que una variación de temperatura no signifique una alteración del equilibrio (excepto en algunos pocos casos).

Sulfuros combustibles: Los minerales sulfurados pueden entregar, a altas temperaturas, cantidad apreciable de calor por oxidación del azufre y del hierro; dicho calor puede utilizarse para reemplazar el uso de combustible.

Concentración del metal: Los flujos del material en una operación pirometalúrgica contienen una alta concentración del metal. Basta con señalar que los valores típicos son del rango de 500 a 2000 g/l. Esto contrasta con las alternativas hidrometalúrgicas en las que el rango oscila de 10 a 100 g/l.

Equilibrio de fases: En los sistemas fundidos se produce en forma natural, una marcada inmiscibilidad entre la fase escoria y la fase metálica (sulfuros o metal). Ello permite realizar una concentración natural del metal. También es una propiedad importante la gran solubilidad de los metales preciosos en la fase metálica, comparada con la solubilidad en la fase escoria o la fase sulfurada. Esta propiedad, inherente a los sistemas a alta temperatura, no tiene su contrapartida en los procesos hidrometalúrgicos.

Presión de vapor: En los procesos pirometalúrgicos se opera a temperaturas donde la presión de vapor de los metales y compuestos metálicos es apreciable (0.01-1.0 atm) permitiendo así realizar una vaporización selectiva, como también una vaporización no deseada lo que implica implementar sistemas adicionales de recolección de polvos.

Gases de desecho: Los gases generados en los procesos pirometalúrgicos son lo que las soluciones acuosas en los procesos hidrometalúrgicos. La calidad y cantidad de estos gases varía con las alternativas tecnológicas usadas; en todo caso, implica un tratamiento adicional.

Estabilidad de las escorias: Finalmente cabe hacer notar la importancia de generar escoria estables, las que pueden permanecer en un medio ambiente natural sin sufrir cambios físico-químicos.

A partir de estas características básicas es posible hacer un análisis, en términos de ventajas y desventajas, de los Procesos Pirometalúrgicos. En la Tabla 2 se muestran los resultados de este análisis.

**Tabla 2:** Ventajas y Desventajas de los Procesos Pirometalúrgicos.**Ventajas:**

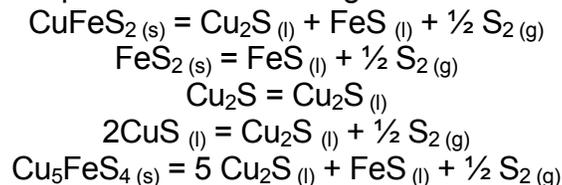
- I Bajos requerimientos energéticos (características 1, 2, 3 y 4).
- II Reductores baratos (1 y 2).
- III Las altas capacidades específicas conducen a bajos costos de inversión y obra de mano (1 y 4).
- IV La separación del metal y sus residuos constituye un proceso simple y barato (5).
- V Los metales preciosos son ampliamente recuperados como subproductos (6).
- VI El descarte de desechos sólidos es simple (9).

Desventajas:

- I. Costosos tratamientos de los polvos y gases nocivos (1.7 y 8).
- II. Costosa recuperación y tratamiento de los gases (1 y 7).

13.2.2. FUSIÓN DE CONCENTRADOS DE COBRE

El proceso de fusión de concentrados de cobre se ha realizado por largos años (prácticamente durante todo el siglo XX) por **calentamiento directo** del material. Este proceso consiste en aportar calor al sistema, a través de la combustión de un combustible (petróleo), el que aporta el calor suficiente para fundir el concentrado. Si consideramos que el concentrado está formado por CuFeS_2 , FeS_2 , Cu_2S , CuS y Cu_5FeS_4 , las principales reacciones químicas de este proceso serían las siguientes:



Se puede ver que en el simple proceso de fusión, se elimina azufre gaseoso, el que se denomina azufre pirítico. Se forma además un material fundido compuesto por $\text{Cu}_2\text{S}_{(l)}$ y $\text{FeS}_{(l)}$ que recibe el nombre de eje o mata. La ganga que acompaña al concentrado también se funde y se denomina escoria.

La escoria y la mata son líquidos inmiscibles y además tienen distinta densidad, por esta razón se separan por gravedad. El eje, más pesado se va al fondo del horno y la escoria (más liviana) flota sobre el eje.

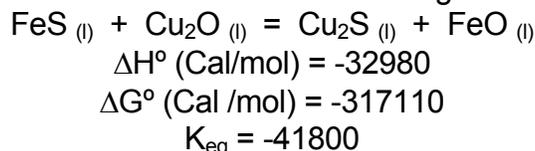
El eje, posteriormente, se carga en hornos de conversión, en donde se elimina el Fe presente en forma de escoria, oxidándolo con la adición de aire, controlando la formación de Fe_3O_4 (de alto punto de fusión) con la adición de fundente (SiO_2). En esta operación también se elimina el azufre, en la forma de gas SO_2 .

A partir de los años 50 y con el aumento del precio del petróleo se evidenció la ineficacia energética del proceso antes descrito, estableciéndose un fuerte incentivo para reducir el consumo de energía de los procesos pirometalúrgicos.



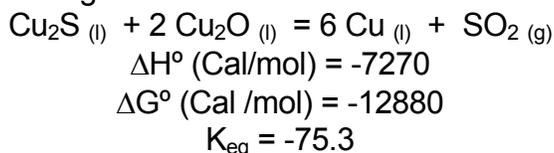
Bajo estas circunstancias se han desarrollado procesos alternativos de fusión de concentrados que aprovechan en forma más eficiente la energía, los que se han denominado procesos de fusión por oxidación.

Los procesos de fusión por oxidación de concentrados de cobre pueden considerarse químicamente como una progresiva oxidación del hierro y el azufre contenido en el concentrado. La razón termodinámica fundamental que posibilita la producción de cobre metálico mediante esta secuencia de procesos oxidantes es la mayor afinidad del hierro por el oxígeno, relativa a la del cobre. Si observamos la siguiente reacción:



se puede apreciar que está fuertemente desplazada a la derecha, dada su alta constante de equilibrio (-41800). Esto indica que el hierro se oxida preferentemente al cobre y que al estar en contacto cobre oxidado líquido, con FeS, este último sulfidizará al óxido completamente.

Por otro lado, a través de las siguientes reacciones:



se demuestra que el azufre, presente como Cu₂S puede actuar como agente reductor del Cu₂O, lo cual posibilita la producción de cobre blíster por oxidación selectiva del azufre del metal blanco.

Los aspectos térmicos del proceso son también de gran interés, ya que el concentrado al reaccionar con oxígeno libera una cantidad importante de calor.

Tabla 3: Reacciones Principales de oxidación del concentrado

Reacción	Poder Calorífico Kcal/Kg
$\text{CuFeS}_2 + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{CuS}_{1/2} + \text{FeS} + 0.55\text{O}_2$	120
$\text{FeS} + \frac{3}{2}\text{O}_2 = \text{FeO} + \text{SO}_2$	565
$\frac{1}{3}\text{FeO} + \frac{1}{18}\text{O}_2 = \frac{1}{9}\text{Fe}_3\text{O}_4$	40
$\frac{2}{3}\text{FeO} + \frac{1}{3}\text{SiO}_2 = \frac{1}{3}(2\text{FeO SiO}_2)$	50
$\text{CuS}_{1/2} + \frac{1}{2}\text{O}_2 = \text{Cu} + \frac{1}{2}\text{SO}_2$	150
TOTAL	925

En la tabla 3 se muestran los calores de las reacciones progresivas de oxidación de la calcopirita (considerada componente principal del concentrado), cuyo total se puede considerar el poder calorífico del concentrado. Se puede apreciar que éste no alcanza los valores típicos de los combustibles (carbón: 7000 Kcal/kg, petróleo: 10000 Kcal/kg), pero aporta gran parte y hasta el total del calor del proceso. Es útil comparar con el calor necesario para calentar y fundir un concentrado típico, valor que es aproximadamente 400 Kcal/kg, siendo este menor que el calor de las reacciones; sin embargo, si se considera en



el balance el calor necesario para calentar los gases y las pérdidas del horno se produce un déficit.

Los equipos utilizados para llevar a cabo la fusión de los concentrados hacen uso de uno u otro de los métodos descritos anteriormente, aunque por razones ambientales, cada vez se utiliza más el segundo, fusión por oxidación.

Los principales materiales alimentados a hornos de fusión son:

- (a) Concentrado
- (b) Fundente silicio (SiO_2)
- (c) Aire (para oxidación del Fe y S o combustión del combustible)
- (d) Oxígeno industrial para oxidación del Fe y S.

Además de éstos, otros materiales son reciclados al horno, con el fin de recuperar el cobre contenido en ellos. Los más importantes son:

- (a) Circulante (material sólido producido en la fundición por solidificación y derrame)
- (b) Polvos recuperados desde los gases del horno
- (c) Concentrado de escoria

13.3. CONCENTRADOS DE COBRE

Los minerales más comunes encontrados en los concentrados de cobre son: la calcopirita (CuFeS_2) y la pirita (FeS_2), aunque pueden estar presentes otros minerales como la bornita (Cu_5FeS_4), calcosita (Cu_2S), covelina (CuS) y cuarzo (SiO_2). Químicamente los concentrados fundidos, contienen 20 - 30% de Cu, 25 - 35% de Fe y 25 - 35% de azufre.

13.3.1. FUNDENTE

Su principal función, es la de reaccionar con los óxidos de hierro formados durante la fusión, para formar, una escoria que pueda ser removida fácilmente. Otras funciones son:

- (a) Formar una escoria inmisible con la mata
- (b) Tener una baja solubilidad en cobre
- (c) Tener una fluidez apropiada.

13.3.2. POLVO

Los gases que salen de un horno de fusión, siempre contienen polvo, el que fluctúa entre un 3 y un 15% de la carga alimentada. El polvo consiste principalmente de pequeñas partículas de concentrado y pequeñas gotas de material semifundido que no alcanzaron a asentarse en el interior del horno siendo arrastradas por los gases. Los polvos contienen entre un 25 y 30% de cobre, por esta razón, generalmente son recirculados al horno para recuperar el cobre contenido en ellos.



13.4. PRINCIPALES EQUIPOS DE FUSIÓN Y CONVERSIÓN

Los procesos de fusión en general se clasifican como **fusión en el baño** (bath smelting) y **fusión flash**. En el primero grupo están aquellos en que el concentrado se funde agregándolo o inyectándolo a un baño fundido, mientras que en el segundo el concentrado se suspende en gas oxidante, ocurriendo fusión y conversión parcial al mismo tiempo. Además, se puede clasificar como hornos de **fusión por calentamiento** de la carga en forma directa, aquellos que no funden ni en el baño ni en suspensión de gas oxidante, sino que utilizan un combustible (como petróleo), para aportar el calor necesario para la fusión del concentrado.

Entre las principales unidades utilizadas para la fusión y conversión de concentrados de cobre, se pueden mencionar los siguientes equipos:

- Hornos Reverbero (fusión por calentamiento)
- Hornos de fusión por oxidación
- Hornos Flash (fusión flash)
- Convertidor Teniente (fusión en el baño)
- Reactor Noranda (fusión en el baño)
- Hornos de Conversión
- Convertidores Peirce Smith

Existen muchos otros, menos utilizados, pero que en términos generales, hacen uso de las mismas características de los equipos anteriormente indicados. Entre ellos se pueden mencionar:

- Fusión CONTOP (fusión flash)
- Hornos de Conversión Hoboken, Inspiration y Mitsubishi

A continuación se entrega una breve descripción del funcionamiento de los equipos más importantes.

13.4.1. HORNO REVERBERO

El horno reverbero es un horno de fusión por calentamiento directo. Este horno usa como fuente de calentamiento combustibles fósiles (petróleo) para fundir concentrados y producir mata y escoria fundida, más un tercer producto que es la generación de gases.

El gas efluente (1.250 °C) del proceso, se genera principalmente de la combustión de hidrocarburos con aire, pero también contiene SO₂ (0,5 a 2% en volumen) proveniente de la oxidación de parte de la carga de azufre (el azufre pirítico). Los gases arrastran polvo, principalmente partículas finas de concentrado (1 % de la carga). El gas del horno reverbero representa un serio problema de contaminación porque los gases están muy diluidos y la remoción de SO₂ desde estos gases es difícil y cara, lo cual ha transformado a este horno inadecuado desde el punto de vista ambiental en muchas partes del mundo. La concentración diluida de SO₂ en los gases de salida del reverbero es consecuencia de que



es un proceso de fusión primaria, es decir, sólo una pequeña cantidad del S se oxida a SO_2 , el cual queda fuertemente diluido en CO_2 , H_2O y N_2 .

13.4.2. FUSIÓN FLASH

El proceso de fusión flash, consiste esencialmente en **oxidar** un flujo de concentrado seco, que contiene principalmente Cu-Fe-S, en una corriente de aire enriquecido con oxígeno (aire con más de 21% de O_2). La oxidación se lleva a cabo en el interior de una cámara cilíndrica vertical, llamada torre de reacción, en donde el concentrado seco y el aire enriquecido, son inyectados por un quemador, ubicado en la parte superior de la torre (ver Figura 7).

A medida que la suspensión gas-sólido sale del quemador y fluye hacia abajo por la torre de reacción, las partículas sólidas se calientan por convección desde el gas que las rodea y por radiación desde las paredes de la torre, hasta que alcanzan una temperatura a la cual la reacción de oxidación de las partículas genera más calor que el que se puede disipar al ambiente. Esta temperatura es llamada de ignición y varía entre 400 y 550 °C.

Finalmente, las partículas alcanzan una temperatura a la cual la tasa de calor generado por la oxidación, iguala a la disipación por convección y por radiación hacia el ambiente. Durante esta etapa las partículas se funden, convirtiéndose en pequeñas gotas. El producto final de la torre, es principalmente, una mezcla heterogénea de sulfuros de cobre fundido (Cu_2S), sulfuros de hierro (FeS), magnetita (Fe_3O_4), sílice (SiO_2) y ganga, los que se separan en dos fases en la zona llamada de asentamiento o settler, formando la escoria, el eje y los gases.

Resumiendo, los productos del proceso flash son:

- (a) Un producto fundido rico en cobre, fierro y azufre, llamado eje o mata.
- (b) Un producto fundido que contiene hierro oxidado (FeO) y óxidos del fundente, llamado escoria.
- (c) Flujo de gases, los que contienen SO_2 de la oxidación del azufre y N_2 del aire de soplado, más CO_2 y H_2O si suplementariamente se usa un combustible fósil en el horno.

La mata fundida (también llamado eje), es el principal producto del horno flash. Esta contiene entre 40 y 65% de Cu en la forma de Cu_2S , además de FeS e impurezas, entre las que se encuentran; arsénico, antimonio, plomo, zinc, etc.

La escoria del horno flash contiene entre $\frac{1}{2}$ y 2% de cobre, la que usualmente es enviada a un proceso de tratamiento de escoria, para recuperar el cobre contenido en ella.

El gas del horno flash, contiene entre 10 y 80% en volumen de SO_2 , dependiendo del contenido de oxígeno en el aire de soplado. Este gas es captado, enfriado y limpiado de los polvos y enviado a una planta de fijación del SO_2 , que generalmente es una planta de ácido.

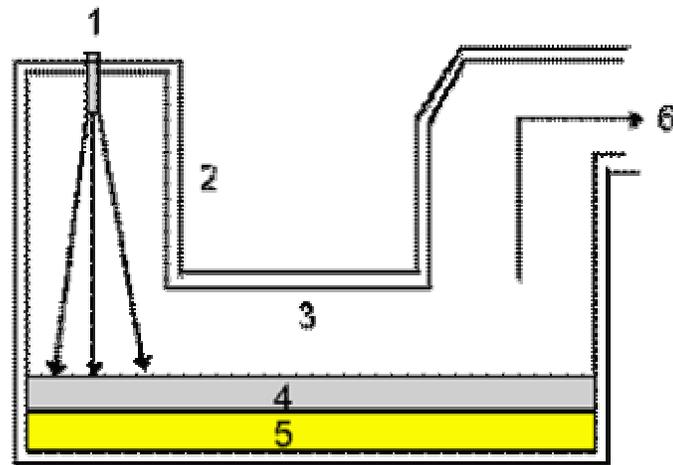


Figura 3: Horno Flash Outokumpu.(1) Quemador de concentrado. (2) Torre de reacción. (3) Settler del horno. (4) Nivel de escoria. (5) Nivel de mata. (6) Salida de gases.

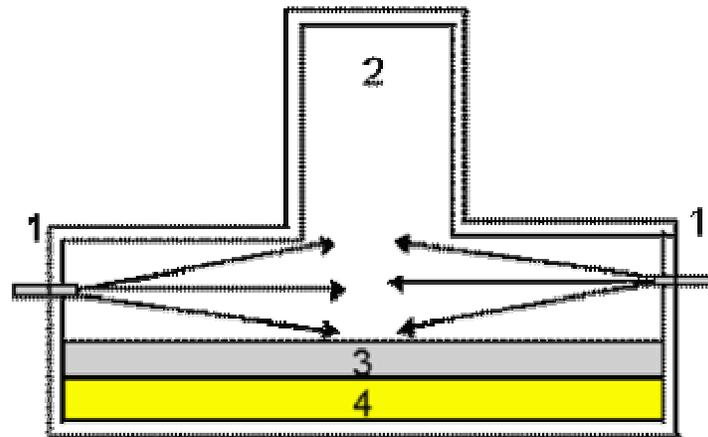


Figura 4: Horno Flash Inco.(1) Quemadores de concentrado. (2) Salida de gases. (3) Nivel de escoria. (4) Nivel de mata.

13.4.2.1. HORNO FLASH OUTOKUMPU

El proceso de fusión flash Outokumpu combina las operaciones convencionales de tostación, fusión y conversión en un solo proceso. Se emplea aire precalentado enriquecido con oxígeno para proveer el calor necesario tal que no se requiera combustible adicional para las reacciones que proceden. El gasto de combustible proviene del secado del concentrado y es de unos 8 kg de petróleo por tonelada de concentrado, o sea, la fusión podría llegar a ser autógena, es decir, no requeriría calor adicional, siempre que se precaliente el aire o en vez de usar aire se use aire enriquecido u oxígeno puro. El cobre perdido en la escoria es recuperado en unidades de limpieza y recirculado a la operación. La escoria limpia es depositada en un escorial. El calor y los polvos de los gases son recuperados desde los gases de salida



produciendo polvo que se recicla al horno, y gases SO_2 para la producción de ácido sulfúrico. La mata es tratada en convertidores convencionales para obtener cobre blister.

Las entradas son: Concentrado, combustible, energía eléctrica, aire enriquecido en oxígeno; fundente silíceo y las salidas son: flujo de gases con 10-30% SO_2 para usarlo en la planta de ácido sulfúrico, partículas arrastradas en el flujo de gases (6-7% de la alimentación), y escoria.

Las características importantes del proceso son: Costo de mantención y operación 61.0 UScents/kg (27.7 cents/lb), contra 97.8 cents del proceso convencional. El consumo de energía es de un 20 a 30% de la requerida por el horno convencional. La generación de desechos se recupera un 50-80% del azufre contenido en los concentrados para ser usado en la producción de ácido sulfúrico, eliminando las emisiones de SO_2 al medio ambiente. La limpieza de las escorias reduce el contenido de cobre a valores $< 0.6\%$ en peso previo a su descarte.

La principal ventaja del proceso Outokumpu son la alta recuperación de azufre, eficiente utilización de la energía, y la flexibilidad del proceso en términos de aceptar una variedad de materiales de alimentación.

La figura 5 muestra un horno flash Outokumpu, desde 1980 este ha sufrido varias modificaciones de tamaño y forma, pero se componen de cinco elementos principales.

1. Quemador de concentrado el cual combina las partículas secas alimentadas con O_2 soplado dirigiendo la mezcla en suspensión hacia el interior del horno.
2. Una torre de reacción donde ocurren la mayoría de las reacciones del O_2 y el Cu-Fe-S alimentado.
3. Un sedimentador donde las gotas de mata fundida y escoria se colectan y forman capas separadas.
4. Una salida de gases para remover el SO_2 del horno.
5. Orificios de sangrías (o pasaje) para descargar la mata y la escoria.

El horno flash Outokumpu tiene típicamente 7 m de ancho y 20 m de largo con una altura de 3 m en la región del crisol. La torre de reacción y la salida de los gases tienen una altura entre 5 a 10 m y 3,5 m de diámetro. La producción de horno esta entre las 1000 a 2500 t de concentrado fundido por día.

El interior de un horno flash Outokumpu consiste principalmente de ladrillos refractarios de MgO y $\text{Cr}_2\text{O}_3 - \text{MgO}$ de alta calidad. Están cubiertos por chaquetas refrigeradas con agua en las áreas de mayor desgaste, y por una cubierta de acero. La mayoría de los hornos están cubiertos por acero de 1 cm de espesor, excepto el techo de la torre de reacción y el techo del sedimentador que están hechos de ladrillos de $\text{Cr}_2\text{O}_3 - \text{MgO}$ suspendidos.

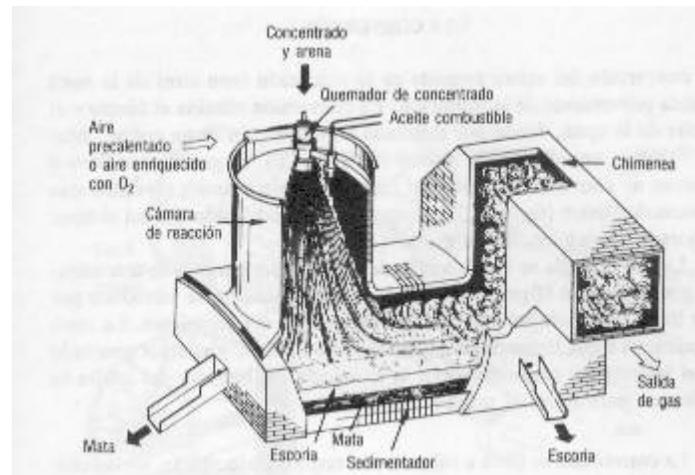


Figura 5: Horno de Fusión Flash

La torre de reacción y gran parte del sedimentador y salida de los gases están protegidos con chaquetas refrigeradas con agua para prevenir el sobre calentamiento y pérdidas de esfuerzo en las estructura del horno. La torre de reacción y la salida de gases están enfriadas por una cascada de agua que desciende sobre una cubierta de acero.

El concentrado y el oxígeno de soplado son introducidos dentro del horno flash a través de uno de cuatro quemadores en la parte superior de la torre de reacción, creándose una buena distribución partícula-gas en suspensión en la torre de reacción caliente, de modo tal que las reacciones de oxidación puedan ocurrir rápida y eficientemente. Para lograr esto, es necesario que la alimentación sea lo mas seca posible (0.1 a 0.2 % en peso de H₂O), lo que indica que se requiere una etapa previa de secado. Durante el descenso de esta mezcla partícula-gas se producen las reacciones de descomposición de los sulfuros, oxidación del FeS y S y parte de las reacciones de escorificación. Los productos fundidos de estas reacciones son recibidas directamente en el baño del horno.

El principal producto del horno es una mata líquida de 50 a 65 % en peso de Cu y que se descarga por una sangría (orificio) ubicado en la pared lateral del sedimentador a una temperatura entre 1460 a 1510K. También produce una escoria hierro - silicato que contiene 1-2 % en peso de Cu, que se descarga por una sangría en la pared trasera a una temperatura entre 1500 a 1590K, y último producto son los gases de salida con un contenido mayor al 10% en volumen de SO₂, apto para producir ácido sulfúrico. Los gases cuya temperatura de salida del horno es de 1570 a 1620 K salen de la caldera a 350°C.

13.4.2.2. HORNO FLASH INCO

La fusión flash Inco consiste en el soplado de oxígeno industrial y concentrado Cu-Fe-S seco horizontalmente dentro de un crisol caliente (1500K). Una vez dentro del horno, el oxígeno y concentrado reaccionan produciendo:



1. Una mata líquida con una ley de 50% en peso de Cu.
2. Una escoria líquida con 1 % en peso de Cu.
3. Gases de salida con 70 a 80% en volumen de SO₂.

No se emplean combustibles fósiles. Todo el calor necesario para fundir proviene de la oxidación del Fe y S, contenidos en el concentrado. La mata es vaciada dentro de ollas y enviada a los convertidores; la escoria también es vaciada en ollas y trasladada a un escorial, los gases de salida son limpiados de su material particulado y enviados a una planta de ácido sulfúrico o SO₂ líquido.

El horno es básicamente una estructura de refractarios de Cr₂O₃-MgO cubierta por acero de 1 cm de espesor. El crisol es un arco invertido hecho de ladrillos de MgO (altamente resistentes al fuego), las paredes son de ladrillos resistentes al fuego de Cr₂O₃-MgO, y el techo es un arco de refractarios de Cr₂O₃-MgO con una abertura de aire de 15 cm entre el refractario y la cubierta de acero. En los hornos más nuevos los ladrillos del techo ubicado cerca de la salida de gases están suspendidos en un arco sobre el horno. Los componentes básicos del horno son:

1. Quemadores de concentrado, dos en cada extremo del horno, a través de los cuales se soplan oxígeno industrial y concentrado seco dentro del horno.
2. Una salida de gases en el centro a través de la cual los gases son retirados y se envían a los sistemas de enfriamiento, remoción de polvo y fijación del SO₂.
3. Orificios de sangría de mata y escoria a través de las cuales los productos líquidos son removidos en forma periódica desde el horno.

El ingreso de concentrado dentro del horno y la creación de una suspensión concentrado-oxígeno reactiva requiere que el concentrado sea secado previo a la fusión. Se usan secadores de lecho fluidizado o flash, con petróleo o gas natural como su fuente de calor principal. La mezcla concentrado fundente seca (0.1 % en peso de H₂O) es captada y almacenada en tolvas sobre el horno.

El horno flash Inco comienza con un suave calentamiento (una semana) con quemadores a petróleo o gas, hasta alcanzar su temperatura de operación. Luego estos quemadores son reemplazados por quemadores de concentrado y comienza la fusión, lentamente al principio y alcanzando la máxima productividad en varios días. La fusión puede interrumpirse por varios días reemplazando los quemadores de concentrados por fósiles y manteniendo la temperatura del horno lo suficiente para preservar la estabilidad del arco.

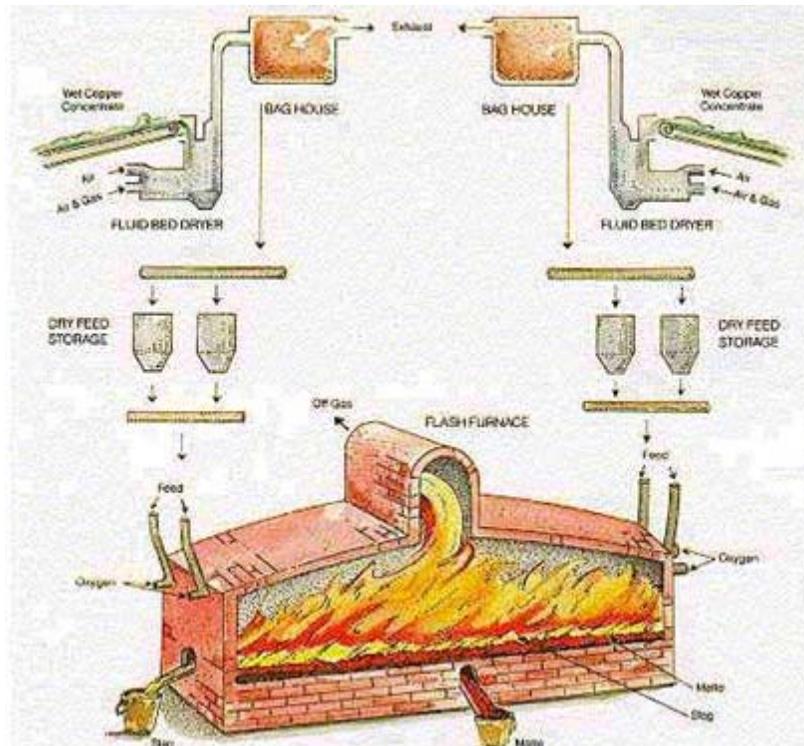


Figura 6: Horno Flash Inco

El horno opera de modo tal, que el flujo de oxígeno inyectado a un flujo de alimentación de concentrado determinado, genere una temperatura específica del eje y escoria producidas. Esto fija la cantidad de Fe y S oxidados y por lo tanto también fija la ley del eje producido (% en peso de Cu en el eje). Bajo este sistema de operación la ley del eje no es una variable independiente. Sin embargo, la ley puede ser controlada actuando en la carga, alimentando calcinas, precipitados, pirita, etc. La ley del eje esta entre el 45 a 55% en peso de Cu. La composición de la escoria es un parámetro importante en la fusión flash Inco porque esta se descarta, es decir, no va a una unidad de limpieza de escoria. Para que una escoria sea descartable su contenido de Cu debe ser inferior al 1%. Para lograr esto, este proceso controla la razón Fe/SiO_2 en la escoria manteniéndola entre 0.8 a 0.9. Para esto ajusta la alimentación de fundente basándose en análisis químicos.

13.4.2.3. FUSIÓN CONTOP

El proceso de fusión CONTOP consiste, al igual que en el horno flash, en **oxidar** un flujo seco de concentrado en una corriente de aire enriquecido con oxígeno. La entrada al horno se realiza tangencialmente, siguiendo el material una trayectoria helicoidal, similar a un ciclón clasificador de molienda. Esta trayectoria, permite al oxígeno y al concentrado tener el tiempo suficiente para reaccionar entre si, produciéndose calentamiento y fusión. El material fundido cae posteriormente a una cámara de asentamiento rectangular (similar a un horno reverbero) en donde se separa el eje de la escoria. Debido a que la fusión se

realiza en el interior del ciclón, existe un arrastre muy pequeño de partículas de concentrado como polvo, siendo las pérdidas por este concepto pequeñas.

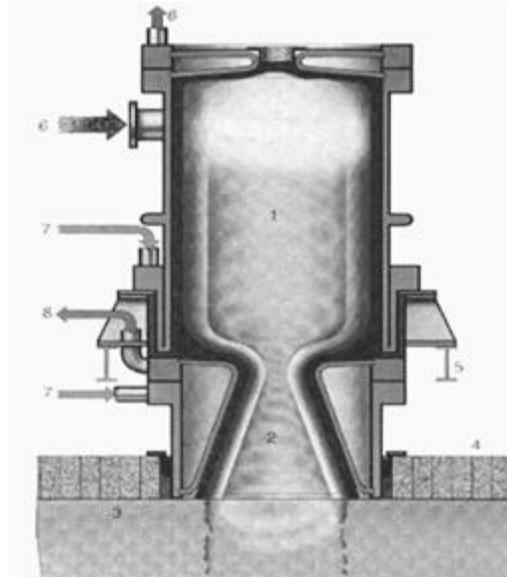


Figura 7: Vista general del ciclón de fusión CONTOP. (1) Ciclón de fusión. (2) Adaptador. (3) Ladrillo refractario. (4) Techo del horno. (5) Estructura del horno. (6) Alimentación de material tangencialmente. (7) Entrada de agua de enfriamiento. (8) Salida del agua de enfriamiento.

13.4.3. HORNOS DE FUSIÓN EN EL BAÑO

Los hornos de fusión en el baño, consisten en un cilindro horizontal de acero, de unos 5 m de diámetro x 20 m de largo, recubiertos internamente de material refractario, que los protege de las altas temperaturas. El aire enriquecido, es inyectado por toberas las que se ubican a un costado del horno, cercanas a la alimentación de concentrado. El concentrado y el fundente son alimentados por garr gun o inyectado por toberas. A continuación de las toberas, existe una zona de asentamiento, en donde se da tiempo al eje y a la escoria, para que puedan separarse en dos fases (eje y escoria). Sobre la zona de asentamiento se encuentra la boca del horno, por la que salen los gases del proceso.

Los productos del proceso son: mata o eje de alta ley (70 a 75 % en peso Cu (1.200 °C)), escoria con alto contenido de cobre (3 a 7 % en peso Cu) y gases con un 15% de SO₂ en volumen.

Los mecanismos de reacción son:

1. Los concentrados y fundente alimentados dentro del horno son rápidamente absorbidos y fundidos, debido al violento régimen turbulento producido por el soplado de las toberas en el baño fundido.



2. Durante la fusión, el concentrado se descompone en Cu_2S y FeS (de igual forma que en el horno flash y el horno reverbero). Este último, es oxidado con aire enriquecido con oxígeno (el que se inyecta por las toberas), generando calor.
3. Al oxidarse el FeS se genera SO_2 gaseoso, el que abandona el horno por la boca

13.4.4. CONVERTIDOR TENIENTE

El convertidor Teniente es una tecnología desarrollada en la fundición de Caletones de Codelco-Chile. Esta clasificado como un proceso de fusión en el baño, con uso extensivo de oxígeno. Las potencialidades de esta tecnología están basadas en su alto nivel de fusión autógena de concentrados de cobre, una gran capacidad de conversión, y una alta y estable concentración de SO_2 en los gases de salida con un bajo arrastre de material particulado.

Las fundiciones que cuentan con esta tecnología han reducido sus consumos de energía y costos operacionales y también han mejorado su control del medio ambiente. Inicialmente en 1977, el proceso en el convertidor Teniente consistía en la simultánea conversión de ejes de cobre, mediante el soplado de aire enriquecido en oxígeno, y la fusión del concentrado usando el calor generado por las reacciones de conversión del eje. Este proceso produce un eje de alta ley o metal blanco (74 a 75 % en peso de Cu) y una escoria alta en cobre (6 a 8 % en peso). El convertidor Teniente es básicamente un reactor cilíndrico, de 5 m de diámetro y 22 m de largo, revestido con ladrillos refractarios, con una boca para la salida de gases ubicada cerca de una de las culatas de la nave. Está equipado con un garr –gun para la alimentación del concentrado y el fundente ubicado en la culata opuesta a la boca, y con sangrías ubicadas a distintos niveles para la descarga del metal blanco y escoria, una en cada culata. Una operación típica incluye la alimentación de eje por la misma boca de salida de gases a intervalos regulares, la alimentación continua de carga “verde”, esto es, concentrado con 7 a 8 % de humedad y el fundente requerido (3 a 4% de H_2O) por el garr – gun, y la conversión continua del eje cargado y cuando sea necesario también la conversión del eje formado por la fusión del concentrado alimentado. La carga verde alimentada sobre el baño primero es calentada y posteriormente digerida bajo condiciones de agitación producto del soplado de aire a través de las toberas y finalmente fundidas. Tanto el metal blanco como la escoria son sangrados (descargados por orificios de sangría) a intervalos regulares sin interrumpir la operación de soplado y carguío de la alimentación.

El metal blanco (74-76 % Cu) es procesado en unidades de conversión (Peirce-Smith u otros alternativos) para producir cobre blister. La escoria generada en el convertidor Teniente, normalmente contiene 6- 8 % de Cu, 25% de SiO_2 y 18% de Fe_3O_4 , por lo que debe ser tratada separadamente para recuperar el cobre.

Fusión Sumergida de Concentrados en el Convertidor Teniente: Conceptualmente, el proceso en convertidor Teniente implica el uso del calor generado por la oxidación de la mata para fundir el concentrado húmedo (7 – 8% H_2O). Bajo esta condición de operación convencional, una parte importante del calor generado por la conversión del eje se pierde, pues se usa en calentar y evaporar el agua contenida en le concentrado

desde la temperatura ambiente hasta 1200°C, la cual es la temperatura de los gases de salida por la boca del reactor. Esta consideración indujo el uso de concentrado seco en la alimentación. Alimentando concentrado seco, controlando la composición mineralógica del concentrado (o mezclas), controlando el flujo de aire y su enriquecimiento de oxígeno, es posible operar de modo estable el convertidor teniendo sin el requerimiento de eje proveniente de la unidad de fusión. Sin embargo, es necesario tener un sistema de alimentación de concentrado seco al reactor para evitar las pérdidas de polvo arrastrado por el reactor en los gases de salida. Por esta razón, se fabricó un sistema de transporte neumático con un diseño especial de toberas intercaladas entre las toberas de soplado de aire. El sistema de alimentación de concentrado consta de equipos de dosificación, bombas neumáticas, tuberías, un divisor y un diseño especial de inyección por toberas. Esto es, la aplicación de la fusión sumergida de concentrados.

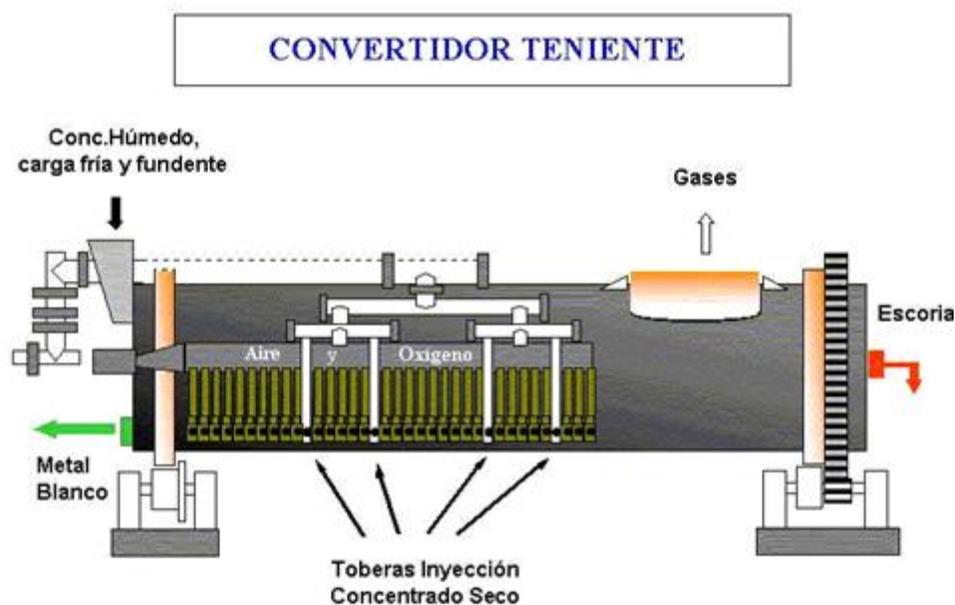


Figura 8: Convertidor Teniente

La alta capacidad específica de fusión alcanzada en el convertidor Teniente a través de esta tecnología, ha sido favorecido por el alcance de altas velocidades de reacción, las cuales se alcanzan debido a dos razones:

1. Se alcanza una alta superficie de reacción al transportar el concentrado seco a la fase líquida mediante el flujo de aire enriquecido.
2. Al inyectar el concentrado seco y aire enriquecido por toberas forma un jet (chorro) que genera un alto mezclado de éstos en el baño líquido.

Es también importante mencionar el flujo constante de gases y composición de SO_2 (21.3 a 23.4 % SO_2) que se alcanza debido al uso intensivo de oxígeno y soplado continuo del reactor, lo que facilita el tratamiento del SO_2 en la planta de ácido.

Otro resultado atractivo es la baja cantidad de polvo arrastrado en los gases (< 1 % en peso del concentrado alimentado). Esto es una gran ventaja en relación a otros procesos que también usan concentrado seco.



Hoy en día los convertidores Teniente están alcanzando una alta capacidad de fusión de concentrados sin el requerimiento de eje, convirtiéndose en la unidad de fusión primaria, esto es, capaz de operar una fundición sin una unidad de fusión previa, tal como; hornos reverberos, hornos eléctricos, cubilotes, etc.

13.4.5. REACTOR NORANDA

El reactor Noranda es uno de los más importantes procesos continuos, usando una de las tecnologías más importantes en el mundo.

El primer reactor fue diseñado en 1964, y ha requerido varias innovaciones técnicas durante su etapa de desarrollo. Entre 1967 y 1972 se desarrolló la tecnología a escala laboratorio en el centro de investigación de Noranda y a escala piloto en la fundición de Horne. En 1973 fue comisionado como proceso de fusión continua para reemplazar al horno reverbero, reduciendo costos y siendo capaz de reducir la emisión de SO_2 y material particulado.

El reactor de forma cilíndrica tiene 5.2 m de diámetro y 21.3 m de largo cuya temperatura interna alcanza los 1250°C . Los concentrados de cobre, fundentes y carbón que se usa como combustible se alimentan mediante una correa ubicada en la parte superior. Además se inyecta aire enriquecido en oxígeno a través de 54 toberas sumergidas ubicadas en la parte inferior del cilindro. El flujo de soplado es relativamente alto (59000 a 76000 Nm^3/hora) produciéndose un excelente mezclado del eje líquido, este comportamiento es homogéneo en casi todo el largo del reactor. El efecto del alto soplado con una adecuada alimentación de concentrado por la correa superior permite la rápida digestión y oxidación de este dentro del baño. La mayoría del calor requerido se obtiene de la oxidación del hierro y azufre. El flujo de adición de carbón está determinado por la composición y flujo de alimentación y por el enriquecimiento de oxígeno de aire de soplado. Se ha alcanzado la operación por horas sin el uso de carbón o gas natural. Sin embargo, el carbón se emplea para mejorar la capacidad del reactor fundiendo materiales con menor poder calorífico.

Una zona de sedimentación de 8.9 m de largo entre la última tobera y la escoria al final del reactor permite la separación del eje y escoria. La escoria con un contenido de 5.5% en peso de Cu es descargada mediante una sangría ubicada en la culata opuesta a la alimentación en ollas de 33 m^3 de capacidad y enviadas al área de enfriamiento por 29 horas. De aquí es fracturada y enviada a concentración donde se obtiene un concentrado de 38% de Cu y un relave de 0.35 % de Cu. El concentrado retorna al reactor y el relave se descarta.

La ley del eje obtenido varía entre 55 a 75% de Cu cuando opera en modo “eje” (producción de sulfuros de cobre). El eje es descargado desde una sangría ubicada en la parte inferior del cilindro. Se descarga en ollas de 18 m^3 de capacidad y se envía a los convertidores.

Los gases de salida son colectados por una campana, y enfriados en una cámara con rociadores de agua y limpiados en precipitadores electrostáticos, que capturan la mayoría de los polvos arrastrados que son reciclados al reactor.

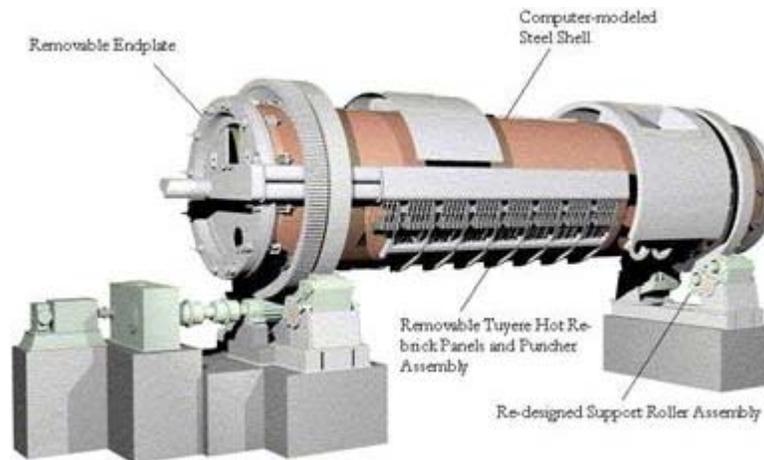


Figura 9: El Reactor Noranda

13.4.6. HORNOS DE CONVERSIÓN

El proceso de conversión consiste en oxidar sucesivamente el hierro y el azufre contenido en el eje líquido proveniente del horno de fusión (se mantiene el proceso de oxidación, sólo que en este caso se oxida un material ya fundido), para formar cobre blister con un 99% de cobre. Esto se logra, oxidando el fierro y el azufre contenido en la mata con aire, algunas veces enriquecido con oxígeno. La conversión del eje de cobre se lleva a cabo casi universalmente en los convertidores Peirce-Smith, aunque también existen equipos alternativos tales como el convertidor Hoboken, Inspiration, Mitsubishi y otros en desarrollo.

13.4.6.1. CONVERTIDOR PEIRCE-SMITH

El convertidor más usado hoy en día para tratar eje es el Peirce-Smith que tiene forma de barril, tal como lo indica la figura 10. Los convertidores están construidos con una carcasa de acero de 4 a 5 cm de espesor revestidos con 0.35 a 0.45 m de refractario básico principalmente $MgO-Cr_2O_3$. El proceso de conversión requiere que el refractario deba estar en contacto tanto con sulfuros de cobre-hierro como con escorias óxido de hierro-sílice. Los refractarios basados en magnesita y cromo satisfacen esta necesidad. En la zona de toberas el refractario más común se fabrica con 98% MgO con una baja razón $CaO:SiO_2$ el cual es calentado a $1750^{\circ}C$ para desarrollar una espinela (enlace directo) y un ladrillo de baja porosidad y permeabilidad con excelente resistencia a las temperaturas de conversión. La conversión de cobre en convertidores Peirce-Smith produce cobre blister en un ciclo discontinuo de 8 a 12 horas usando de 3 a 5 convertidores alineados dentro de la nave de conversión. La operación de los convertidores se planifica de modo tal que no todos se estén usando al mismo tiempo, y

los que están en la línea de operación estén en diferentes etapas del ciclo de conversión. Este ciclo se compone de carguío de eje al convertidor, soplado de oxígeno a través del baño fundido, vaciado de escoria, y finalmente el vaciado de cobre blister con lo que termina el ciclo. Los materiales son cargados y descargados de cada convertidor usando grandes ollas y transportándolas con un puente grúa. Los gases de salida de cada convertidor son capturados durante el soplado por una gran campana externa ubicada sobre la boca conectada un sistema de ventilación común que los envía a la planta de ácido sulfúrico. En el convertidor Peirce-Smith el eje se carga por la boca y la conversión se lleva a cabo inyectando aire por toberas (ver Figura 10).

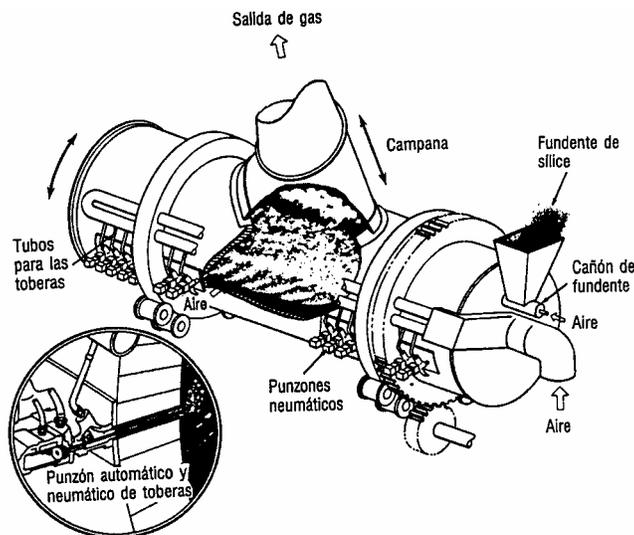
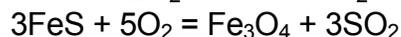
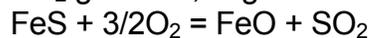


Figura 10: Convertidor Peirce Smith. (1) Boca del horno tapada por la campana, por donde se realiza la carga de eje y la salida de gases. (2) Toberas y equipo de limpieza mediante punzonado. (3) Ladrillo refractario

Los productos principales son cobre blister y escoria. Sin embargo durante el proceso también se producen grandes volúmenes de gases calientes que contienen SO_2 (5 a 15 % en volumen), que son colectados, enfriados y limpiados (de polvos), para ser tratados generalmente en una planta de ácido.

La conversión del eje fundido (40-75 % en peso Cu) se lleva a cabo en dos etapas. Cada una involucra el soplado de aire o aire enriquecido con oxígeno en el seno de la fase sulfuro (mata o eje $\text{Cu}_2\text{S} + \text{FeS}$) fundida proveniente de un horno de fusión.

- a. Etapa de soplado a escoria, en donde el FeS se oxida a FeO y Fe_3O_4 y se genera SO_2 gaseoso, según las siguientes reacciones:

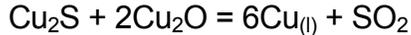
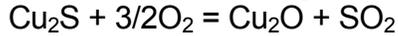


El punto de fusión del FeO y Fe_3O_4 está en los 1385°C y 1597°C respectivamente, por lo que se adiciona fundente síliceo (SiO_2) para formar una escoria líquida de estos compuestos. La etapa de soplado a escoria se detiene cuando el contenido de hierro en el

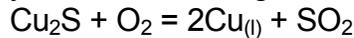


baño fundido no supera el 1%. El producto final de esta etapa es Cu_2S líquido impuro, llamado “metal blanco”, con una temperatura de 1200°C , escoria líquida, a una temperatura de 1250°C y gases a 1300°C .

b. Etapa de soplado a cobre, en la cual se elimina el azufre contenido en el Cu_2S oxidándolo a SO_2 , según las reacciones:



y directamente según;



Todas las reacciones anteriormente descritas son exotérmicas (liberan calor), por lo cual el proceso es autógeno. De las mismas, se puede apreciar que los principales elementos eliminados son el hierro y azufre, pero muchas otras impurezas se eliminan ya sea como vapor o en la escoria (As, Sb, Bi).

También existe un arrastre considerable de salpicaduras de eje y escoria en los gases de salida (pequeñas gotas de material fundido). Las gotas solidificadas cuya composición es similar a la de los líquidos, se atrapan en el sistema de conducto de gases y son, generalmente, devueltas al proceso de fusión.

13.4.6.2. CONVERTIDOR HOBOKEN

El convertidor Hoboken está formado por tres zonas principales, que a continuación se describen: (ver figura 11)

1) Una carcasa cilíndrica que contiene las toberas y la boca. La conversión ocurre en esta zona del convertidor insuflando aire a través de las toberas. Por la boca del horno se carga material fundido o sólido.

2) Un sistema especial de salida de gases con forma de U invertida llamado SIPHON ubicado a uno de los costados del horno. Esta zona está unida al cilindro de conversión y se balancea a través de contrapesos ubicados en el lado opuesto.

3) Un ducto cilíndrico que está fijo a la U invertida. A través de él, los gases son impulsados a un ducto vertical fijo y enviados al sistema de tratamiento de gases.

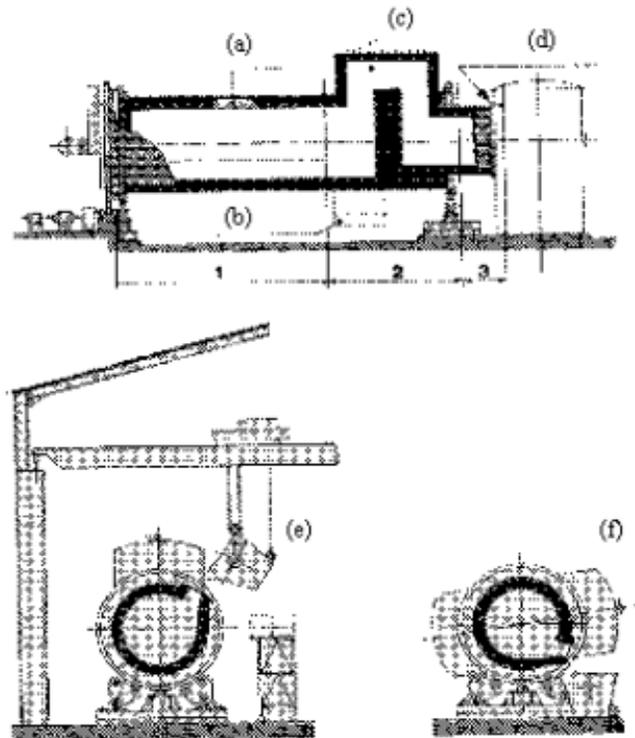


Figura 11: Vista general de un convertidor Hoboken. (a) Boca del horno Alimentación de eje. (b) Toberas para inyección de aire. (c) Tiphon de gases. (d) Ducto de conexión a la salida de gases. (e) Carguío del horno. (f) Vaciado del horno.

13.4.6.3. CONVERSIÓN CONTINUA DEL EJE (CONVERTIDOR CONTINUO)

Para considerar la conversión continua se supone que existen tres fases líquidas: escoria, eje y cobre blíster. Estas tres fases deben poder separarse. Para ello se debe examinar las densidades de las tres fases. Las densidades de la escoria, eje y cobre decrecen con el aumento de la temperatura y aumentan con el aumento del contenido de cobre.

El desarrollo y operación de una unidad experimental ha demostrado que el proceso puede realizarse en forma continua.

Escoria	Densidad a 20° C [t/m ³]	Densidad a 1200° C [t/m ³]
Escoria	4.10	3.62
Mata 30% Cu	4.96	4.13
Mata 80% Cu	5.77	5.22
Cu blíster	8.61	7.78



13.4.6.3.1 PROCESO MITSUBISHI

El proceso Mitsubishi permite la producción directa a cobre blister, y ha sido practicada desde 1981 en la fundición de cobre de Kidd en Timmins, Ontario. También se emplea en Naoshima, Japan; Onsan, Korea; Port Kembla, Australia; y Gresik, Indonesia.

Los minerales sulfurados de cobre son tratados normalmente en dos etapas: la etapa de fabricación de eje y escoria, y la etapa de conversión, en la cual el hierro y el azufre son progresivamente oxidados para la producción de cobre blister. Aunque las reacciones químicas en ambos procesos son de oxidación, existe una significativa diferencia del poder de oxidación empleado en cada una.

Para asegurar una alta recuperación de cobre, la etapa de fusión es menos oxidante, mientras que para asegurar la remoción de todo el hierro y azufre la etapa de conversión es más oxidante. Esta distinción en el poder de oxidación de las reacciones hace que cada etapa se realice en hornos separados. El proceso Mitsubishi es entonces un sistema continuo compuesto por tres hornos: un horno de fusión seguido de un horno de limpieza de escoria y finalmente un horno de conversión. El traspaso al horno de ánodos también es continuo y finalmente una etapa de moldeo de ánodos se usa para producir ánodos de cobre.

El proceso Mitsubishi difiere de los métodos de fusión tradicional en que el eje de alta ley puede obtenerse rápidamente alcanzando un 65-70% en peso de cobre manteniendo un bajo nivel de pérdidas de cobre en la escoria de descarte. En la conversión se introduce un fundente de caliza. El fundente colecta la magnetita de modo más eficiente y se genera un bajo tonelaje de escoria de conversión, la cual es fácilmente enfriada y granulada con agua y reciclada al horno de fusión.

Debido a que los tres hornos están fijos, un buen diseño de sus techos y aberturas de evacuación de productos pequeñas aseguran una captación completa de los gases de salida, eliminando así el costoso y difícil mantenimiento de los sistemas de campanas usadas en la mayoría de los hornos cilíndricos rotatorios.

Los materiales fundidos dejan el horno por flujo continuo o por sifón, y son transportados por gravedad al siguiente horno mediante canaletas, eliminando completamente las ollas, los gases fugitivos de las ollas, grúas, etc. Cada uno de los tres hornos que componen el sistema puede considerarse como un reactor estacionario. El nivel del baño es constante lo cual simplifica el diseño del refractario y enfriamiento de los ladrillos. El control del proceso mantiene la ley de cobre en el eje estable y asegura una óptima condición de continuidad hasta obtener el cobre blister y su traspaso al horno de ánodos. El moldeo de los ánodos se lleva a cabo en una rueda o en una correa de moldeo gemela Hazelett. Esta última se prefiere para alcanzar velocidades de moldeo de 100 t/hora acorde con la naturaleza continua del proceso Mitsubishi.

La figura 12 describe esquemáticamente el Proceso Mitsubishi, ilustrando secuencialmente las etapas de fusión, limpieza de escoria y conversión y el traspaso continuo de cobre blister al horno de ánodos.

Se usan tres canaletas que conectan los hornos: un horno de fusión circular (S), un horno de limpieza elíptico (CL), y un horno de conversión circular (C). La mezcla de eje y escoria formada en el horno de fusión fluye continuamente al horno de limpieza CL, donde el eje más denso se separa de la escoria de descarte. A continuación el eje es sifoneado al horno de conversión C, para ser continuamente convertido a cobre blister y escoria de conversión: esta última es granulada mediante enfriamiento con agua, secada y reciclada al horno de fusión, mientras que el cobre blister es sifoneado continuamente desde el horno de Conversión al hornos de ánodos.

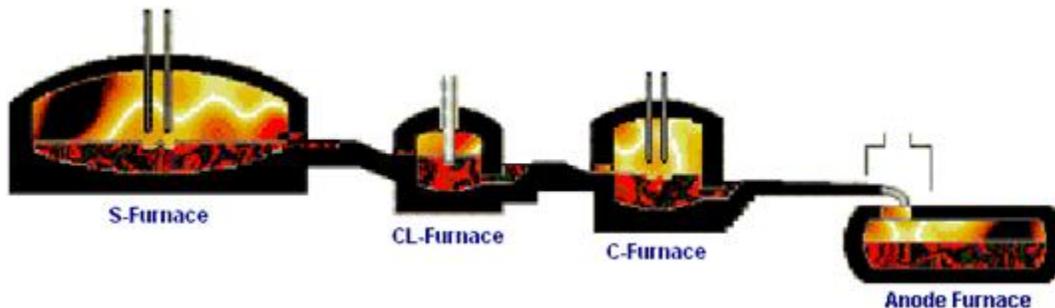


Figura 12: Vista del Proceso Mitsubishi y descripción de cada etapa.

La figura 13, describe el arreglo de los hornos usados en el proceso Mitsubishi.

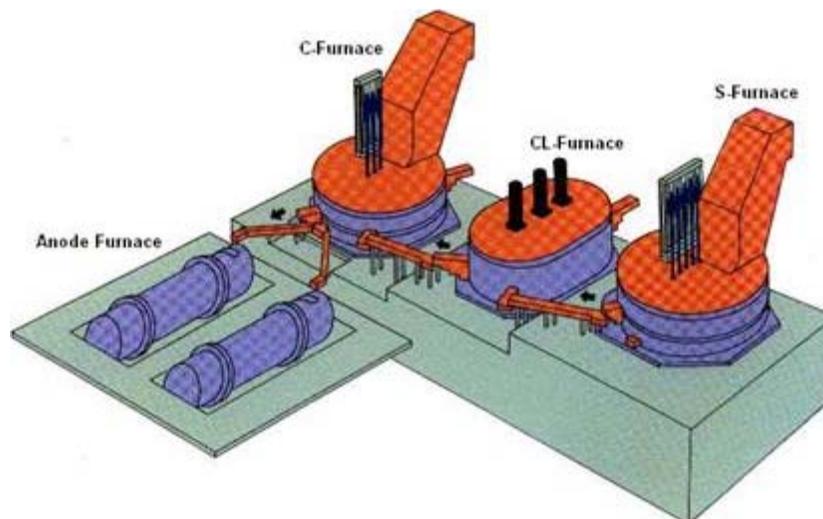


Figura 13: Arreglo de los Hornos del Proceso Mitsubishi

13.4.6.3.2 CONVERSIÓN FLASH OUTOKUMPU

Hoy en día, alrededor del 50% del cobre primario se funde utilizando la fusión Flash Outokumpu para fusión de ejes. Las razones de este alto porcentaje son la factibilidad y



habilidad del proceso para controlar las emisiones gaseosas. En la conversión flash, se incluyen todos los beneficios de la fusión flash. La conversión es en principio similar al proceso de fusión y algo más avanzada, proveyendo tecnologías que son usadas en ambos procesos.

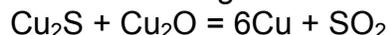
En un horno Flash (FSF) el concentrado es fundido con aire enriquecido en oxígeno en que emplea la energía termoquímica del concentrado para producir un eje de alta ley. La pequeña cantidad de escoria formada en el convertidor flash es fundida simultáneamente con el concentrado en el horno flash para recuperar los materiales de valor contenidos en la escoria y producir una escoria con un bajo contenido de cobre. Por lo tanto no hay limpieza de escoria del convertidor flash en una unidad adicional.

En muchos casos, el horno de fusión y de conversión flash son aptos para operar en forma autógena sin un alto enriquecimiento de oxígeno y solo usando combustible externo para la fusión. El alto enriquecimiento de oxígeno en ambos hornos significa que el volumen de gases de salida del horno es menor. Por lo tanto, los costos de inversión para limpieza de gases son menores y el grado de fijación del azufre es alto.

El eje de alta ley es directamente granulado desde el horno flash no siendo necesario transportarlo en ollas. Tanto la formación de carga circulante como las emisiones en la atmósfera de trabajo son bajas. El eje granulado es almacenado antes de alimentarlo dentro del convertidor flash. La mayor diferencia entre fusión y conversión flash es que en vez de usar leyes de concentrado relativamente bajos, la oxidación procede en orden de convertir ejes de alta ley en cobre blister. Como el material que se alimenta al convertidor flash esta constituido solo por Cu, Fe y S, es más beneficioso adicionar fundentes formadores de escoria cálcicas (ferríticas) que usar fundentes formadores de escorias hierro-sílice (fayalíticas). Esto disminuye la recirculación de cobre y mejora la eliminación de impurezas en la escoria.

La misma energía termoquímica contenida en el eje, la cual se pierde en calentar el nitrógeno contenido en el aire de soplado en la conversión tradicional en Peirce-Smith, se utiliza en el convertidor flash. Las reacciones en la torre son principalmente exotérmicas. La temperatura del horno se controla mediante el grado de enriquecimiento de oxígeno mientras que el grado de oxidación se controla mediante la razón oxígeno/eje al igual que en el horno de fusión flash.

Apenas entran en la torre de reacción las partículas de eje son rápidamente calentadas, iniciadas y las reacciones de oxidación proceden rápidamente. Además, es típico que en la torre de reacción exista algo de sub-oxidación y sobre-oxidación con la formación de cobre metálico. Las reacciones se completan en el sedimentador donde el cobre sobre-oxidado y cobre sulfídico reacciona produciendo cobre metálico y SO₂ de acuerdo a la siguiente reacción:



El cobre blister es descargado del convertidor flash directamente al horno de ánodos mediante canaletas. Previo a su entrada al horno de fusión flash, la escoria es granulada. Alternativamente, la escoria puede retornar al estado fundido dentro del sedimentador del horno de fusión flash.

Los gases de salida son ricos en SO_2 y fluyen continuamente a través de una caldera recuperadora de calor y sigue los pasos de limpieza para fijar el azufre en la planta de ácido.

El control del convertidor flash esta basado en dos criterios principales: el contenido de azufre en el blister que es controlado mediante la razón oxígeno / eje y un balance calórico, esto es, la temperatura dentro del horno, por el enriquecimiento de gas del proceso. La temperatura del blister y la escoria están alrededor de los 1240°C y 1250°C , respectivamente. El control de la operación es más fácil que en el horno de fusión porque la calidad del material es más estable debido a que solo se alimentan Cu, Fe y S con fundente en vez de varias cantidades de materiales de ganga que tienen los concentrados. El contenido de azufre del blister se controla entre 0.2 a 0.4 % en peso, con un correspondiente 14 a 18 % en peso de Cu en la escoria con un 18% de CaO .

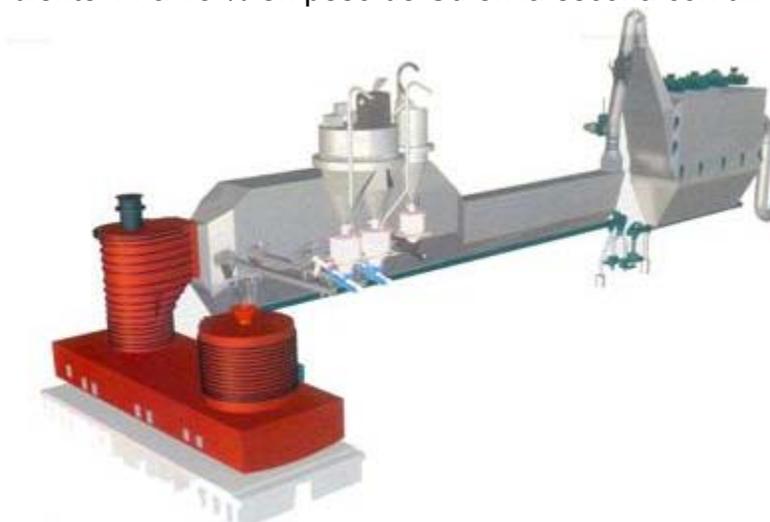


Figura 14: Convertidor Flash Outokumpu con su sistema de manejo y limpieza de Gases, caldera recuperadora de calor y Precipitador Electrostático.

13.5. REFINACIÓN A FUEGO

Muchos metales producidos por fusión de minerales requieren una refinación para obtener una pureza comercial aceptable, y extraer los metales preciosos. La fabricación de acero es esencialmente un proceso de refinación, pero es muy diferente a la refinación no-ferrosa, donde el operador toma el metal impuro y produce a partir de él un grado estándar de metal de pureza comercial.

En la práctica hay una distinción natural entre la extracción y el proceso de refino. En las fundiciones la refinación es un departamento separado de la planta de extracción o reducción. En cambio en los procesos hidrometalúrgicos la refinación es parte integral del proceso esto es: lixiviación-extracción por solventes-electroobtención.



Impurezas: La elección del método a ser empleado en la refinación de un metal dado depende de la naturaleza de las impurezas a remover.

1. Impurezas que deben ser removidas porque su presencia es dañina a las propiedades del metal (Fierro, azufre, oxígeno, arsénico).
2. Impurezas que pueden no ser dañinas pero que tienen suficiente valor como para hacer que su recuperación, sea un buen negocio (oro, plata, platino, paladio selenio, teluro).

La refinación electrolítica sirve para remover las impurezas que no pudieron ser removidas en el proceso de refinación a fuego, como metales preciosos y arsénico, y antimonio, entre otros.

Información General del Proceso: Las operaciones que involucradas en la refinación del cobre blister son: carguío de cobre blister, refinación por oxidación, vaciado de escoria y reducción. La operación varía de una fundición a otra siguiendo un patrón común, con diferencias debido a condiciones locales, tipo de horno, calidad del cobre blister y especificación del producto.

Todas las fundiciones chilenas producen ánodos de cobre, que son posteriormente electrorefinados y comercializados como cátodos de alto grado. La fundición de Caletones también produce cobre refinado (FRC) y comercializado como producto final. Desde 1985 se emplean hornos basculantes (cilíndricos) para producir ánodos, por lo que reciben el nombre de horno de ánodos o anódico (figura 16).

Anteriormente se usaban también hornos reverberos pero fueron desplazados por las mayores ventajas de los basculantes. La capacidad de los hornos varía desde las 200 a 400 t, con dimensiones entre 4 a 7 m de largo por 4 a 5 m de diámetro. Existen aun hornos reverberos en algunas fundiciones, pero se usan ocasionalmente para tratar cargas sólidas, tales como circulantes internos, o blister proveniente de otras fundiciones. Las dimensiones de estos hornos son 15 m de largo, 5 m de ancho y 3 m de alto, con una capacidad de carguío de cobre de 200 a 400 t.

El cobre refinado se vacía en lingoteras que están montadas en carruseles de moldeo, que pueden moldear normalmente desde 50 a 70 toneladas por hora. Posteriormente los ánodos son levantados y colocados en una nave de electrorefinación para producir cátodos de cobre.

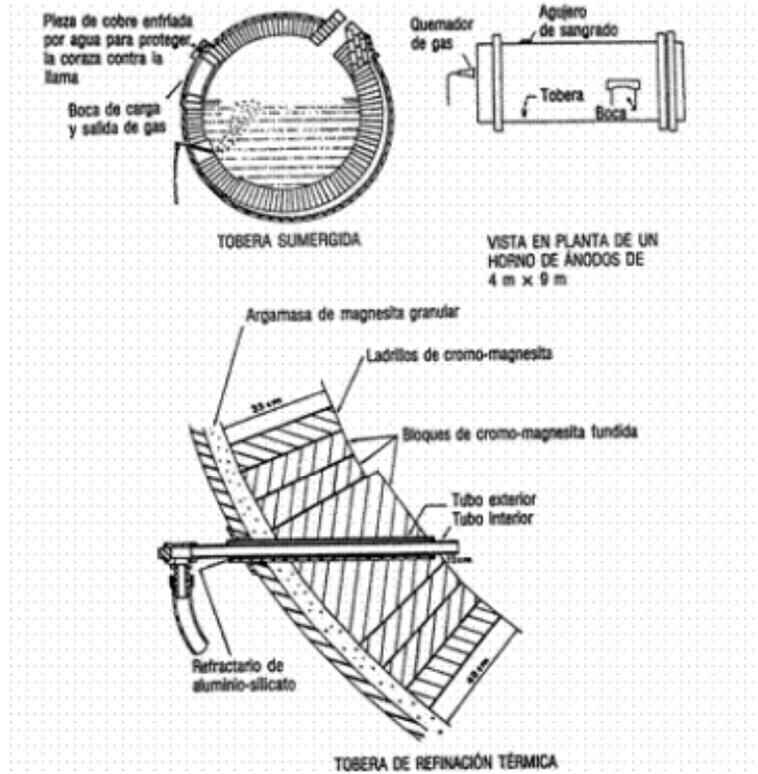


Figura 15: Horno Rotatorio de Piro Refinación de Cobre

13.5.1. PROCESO DE REFINACIÓN A FUEGO

En el proceso químico de la refinación se pueden distinguir dos etapas:

- Oxidación
- Reducción

a) Oxidación

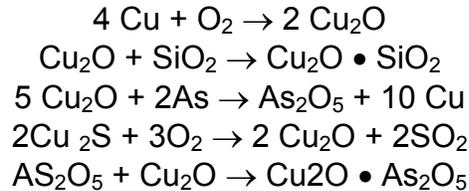
En la etapa de oxidación se sopla aire de proceso al cobre fundido para remover selectivamente por oxidación y escorificación impurezas tales como Fe, Zn, Si, Al, Mg, mientras otras son fijadas en la fase gaseosa, principalmente S, y algo de Pb, Zn, Cd, los cuales son parcialmente volatilizados. Otros elementos, tales como, As y Sb, solo pueden eliminarse escorificándolos con fundentes, tales como, CaO y Na₂O. Industrialmente, la forma más eficiente de agregar fundentes es la inyección neumática mediante lanzas o toberas, bajo la superficie del baño, donde entra en contacto directo con el metal, previniendo su descomposición y dilución antes que reaccione efectivamente con las impurezas, y así evitando también su arrastre como polvo en los gases de salida. Para eliminar Pb, Sn, Ni y Sb desde el cobre fundido se usan otros fundentes, tales como: Fe₂O₃-SiO₂, Na₂O-CaO, Fe₂O₃-CaO y Fe₂O₃-P₂O₅.

La escoria es retirada al final del período de oxidación, el cual continúa hasta que no hay

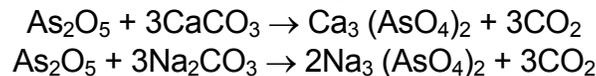


más formación de escoria y empieza a notarse el óxido cuproso líquido sobre el baño. Este líquido tiene aspecto aceitoso y su presencia indica que la oxidación se ha completado y que el baño está saturado con oxígeno en la forma de óxido cuproso (Cu_2O) lo que corresponde a aproximadamente 0.6 a 0.9% C (o 6 a 10% de Cu_2O) a la temperatura de trabajo (1150-1200°C).

En esta etapa de la oxidación se toman muestras y se dejan solidificar, la apariencia de su superficie y fractura de ella indica la condición del baño. Si se ha alcanzado el grado de saturación en oxígeno el aspecto es de color rojo ladrillo, toscamente cristalino, opaco y quebradizo. Este recibe el nombre de “set copper”. Algunas reacciones son las siguientes:



Cuando la oxidación llega a su fin, si es necesario, se agrega carbonato sódico y carbonato de calcio para eliminar As, estos compuestos pasan a la escoria.



Durante la desulfurización el oxígeno es inyectado dentro del baño fundido, el oxígeno disuelto reacciona con el azufre disuelto formando SO_2 , lo cual puede formar burbujas y dejar el baño. La reacción es la siguiente:



La presión de SO_2 , puede tomar los valores de 0.21, 0.1 y 0.01 atm dependiendo del aire inyectado. Para una presión parcial de SO_2 fija, el contenido de oxígeno disuelto aumentara al disminuir el contenido de azufre remanente. Sin embargo, a presiones de SO_2 (0.01 atm) menores el contenido de oxígeno final será menor.

Si la reacción es 100% eficiente, el oxígeno inyectado será completamente convertido a SO_2 . Sin embargo, para calcular el oxígeno requerido se debe tomar en cuenta la solubilidad del oxígeno en el cobre. El oxígeno sin reaccionar puede disolverse en el cobre hasta saturarse, alcanzando las 7000 a 13000 ppm dependiendo de la temperatura de operación. La inyección en exceso de oxígeno sobre el valor de saturación formará una fase escoria separada. Esta escoria puede disolver componentes del refractario, y ocurrirá una corrosión del refractario cerca de la tobera, aun cuando el oxígeno promedio disuelto no alcance la saturación.

b) Reducción

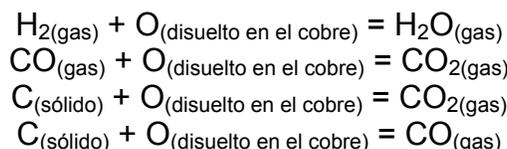
Después de la refinación oxidante del cobre, ante el ingreso de oxígeno este queda con un contenido entre 0.7 a 1 % en peso de oxígeno, el cual se encuentra disuelto en el metal y no como gas. Al bajar la temperatura este oxígeno reaccionara con el metal produciendo óxido cuproso, según la siguiente reacción:



También el contenido de oxígeno en el cobre controla el “set” del producto solidificado mediante la formación de gases SO_2 y H_2O para compensar la disminución del volumen durante la solidificación.

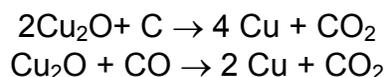
El exceso de óxido de cobre en el ánodo es problemático porque es fácilmente disuelto por el ácido sulfúrico en los tanques de electrorefinación formando sulfato de cobre y aumentando el contenido de cobre en el electrolito. La refinería electrolítica opera normalmente con 40 a 50 kg/m^3 de cobre. El exceso de oxígeno en el ánodo promueve también la pasivación del ánodo (no se disuelve) con la consecuente pérdida de eficiencia de corriente.

La etapa de reducción tiene como objetivo remover el exceso de oxígeno contenido en el cobre fundido, para así obtener un cobre sólido producto con una superficie y propiedades físicas adecuadas para su uso. En el ánodo el contenido final de oxígeno es del orden de 1200 a 1800 ppm (partes por millón), mientras que para un cobre refinado a fuego (FRC) se debe alcanzar de 300 a 500 ppm. Esto se lleva a cabo utilizando agentes reductores, sólidos, líquidos o gaseosos, los cuales directa o indirectamente suministran CO , H_2 y C . Las reacciones principales que ocurren con el oxígeno presente en el baño son las siguientes:



Todas las reacciones anteriores pueden tomar lugar con Cu_2O si este componente está presente. La reducción del óxido cuproso es efectuada por la introducción de un reductor (petróleo, gas natural, palos de eucaliptos verdes (poling) en el baño). Los gases reductores reducen el óxido cuproso a cobre metálico. El grado de reducción o desoxidación del baño se controla por la apariencia de las muestras tomadas. Cuando el baño está suficientemente desoxidado la muestra tiene color lustre metálico y color rosado. Este cobre se conoce como “tough pitch”. Durante la etapa final el baño se cubre con una capa de carbón de leña o coque de bajo contenido de azufre, para prevenir la reoxidación.

Las reacciones probables de esta etapa son:



El cobre “tough pitch” contiene alrededor de 0.05% de O. La otra calidad de cobre es el OFHC (oxygen free high conductivity copper) que tiene mayor conductividad eléctrica y tenacidad que el “tough-pitch” y puede ser usado en esas condiciones. El cobre OFHC se obtiene agregando desoxidantes más poderosos tales como fósforo o una aleación boro-calcio.



Aunque el OFHC tiene mejores propiedades no es el que se usa más comercialmente porque durante la solidificación en el lingote se forman grandes cavidades de rechupes, lo que no pasa con la calidad “tough-pitch”.

A escala industrial se emplean diferentes tipos de reductores: en algunos casos se han empleado troncos de eucalipto, los cuales actualmente han sido reemplazados por hidrocarburos líquidos o gaseosos (LPG, kerosene, diesel o petróleo) o por amoníaco. La selección de un agente reductor particular es una materia de conveniencia, disponibilidad y costos. Por lo anterior, los troncos de eucalipto han sido reemplazados por razones de seguridad, baja eficiencia (20%) y ecológicas. Una consideración adicional es el contenido de azufre del agente reductor, lo cual determina el contenido final del azufre en el cobre refinado a fuego o ánodo de cobre. Para el último, se puede aceptar un combustible hasta con un 2% de azufre. Para un cobre refinado a fuego (FRC) es deseable usar un combustible bajo en azufre, al menos en la etapa final de la desoxidación, tal como kerosene, LPG o gas natural.

Cuando se usa un hidrocarburo directamente como un agente reductor, generalmente ocurre un craqueo térmico antes que este reaccione con el oxígeno contenido en el baño fundido, disminuyendo su eficiencia, produciendo hollín con la subsecuente emisión de humos negros. Para evitar o minimizar estos efectos, se usan mezclas de vapor de agua con el agente reductor para reformarlo. Por ejemplo, el kerosene toma la siguiente reacción:



Se recomienda un 20% en exceso de vapor sobre el estequiométrico para completar la reacción, reportándose un 50% de eficiencia. La mezcla vapor / reductor es generalmente inyectada al horno basculante por toberas, las cuales pueden estar compuestas por dos tubos concéntricos, mejorando su desempeño y vida.

Varias otras alternativas de agentes reductores han sido estudiadas a escala laboratorio, tal como coque o carbón inyectado con aire o nitrógeno al baño fundido. Las eficiencias de estos reductores alcanzaron del 34 a 95%. Para la producción de ánodos de cobre el uso de carbón está limitado a su contenido de azufre.

13.6. CALIDAD DE LOS ÁNODOS

Una vez que el cobre blister ha sido refinado a fuego mediante oxidación y reducción, toma lugar el moldeo de ánodos: Sin embargo, a la temperatura requerida para el moldeo, el cobre fundido puede absorber fácilmente oxígeno del medio ambiente. Para mantener el oxígeno en el cobre a la concentración alcanzada después de la etapa de oxidación, se ubican quemadores con llamas reductoras dentro del horno y directamente sobre las canaletas. El combustible que forma la llama reductora debe tener bajo contenido de azufre para evitar la absorción de azufre en el ánodo. Además del azufre y oxígeno, varias otras impurezas tienen importantes consecuencias en la operación de la refinación. Además de las características químicas, las propiedades físicas incluyendo el peso, forma y calidad

de la superficie, son críticas para una eficiente operación de la refinera.

Composición química de los ánodos: Las refineras electrolíticas tienen tolerancias definidas para la cantidad de cada impureza en el ánodo que ellas pueden aceptar. Esto depende del diseño de la refinera y del equipamiento instalado para remover las impurezas. Las fundiciones de cobre que deben maquilar sus ánodos están sujetas a los límites establecidos por la refinera. Si los ánodos exceden esos límites, la refinera puede rechazar los ánodos y devolverlas a la fundición para ser retratadas, o bien penalizar cada elemento sobreexcedido en su límite. El rango de impurezas contenidas en el ánodo se presenta en la siguiente tabla.

Tabla 4: Rangos de composición para impurezas en el ánodo de cobre de fundiciones en el mundo.

Elemento	Rango de Composiciones (ppm)
Cu	98.5 – 99.8 % en peso *
O ₂	130 – 4000
Au	8 – 73
Ag	90 – 7000
Pb	7 – 4300
Se	8 – 2200
As	5 – 2700
Sb	1 – 2200
Bi	3 – 300
Te	1 – 300
Ni	90 – 6700

Propiedades Físicas de los Ánodos: La operación eficiente de una refinera electrolítica es altamente dependiente de la calidad física de los ánodos moldeados. Para satisfacer este requerimiento, los ánodos deben proveer una corrosión uniforme.

Equipo de Manejo de Ánodos en la Fundición: En los últimos años, han emergido nuevas técnicas de fabricación y moldeo de ánodos entre las cuales se encuentra la maquina moldeadora de correa gemela refrigerada con agua Hazelett y el arco de plasma para cortar el ánodo. Sin embargo mundialmente se usa la rueda de moldeo tipo Clark o Walker. La operación de moldeo y sistema de pesaje esta basado en un sistema hidráulico controlado con microprocesador y celdas de carga. El molde para ánodos es crítico para la calidad de los ánodos producidos y un aparato altamente confiable para sacra los ánodos, y de baja mantención es esencial para una eficiente operación de moldeo. La velocidad de moldeo y porcentaje de ánodos rechazados son dos factores que permiten evaluar la eficiencia de la operación.

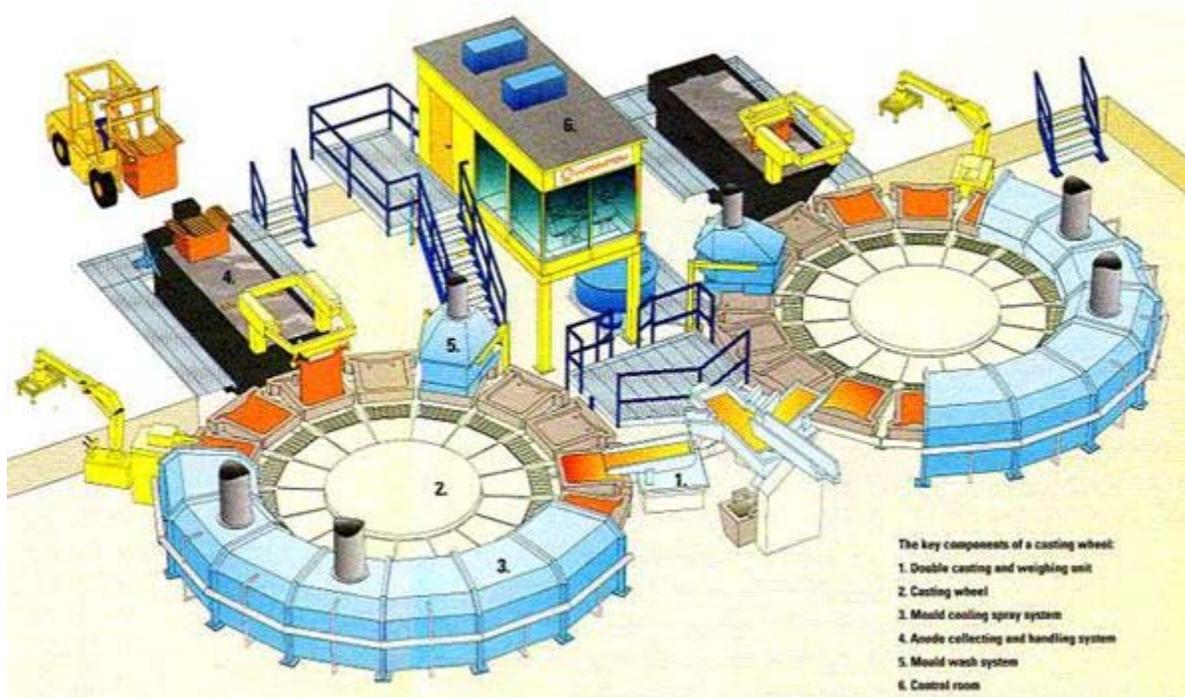


Figura16: Equipo de Manejo de Anodos en la Fundición. (1) Unidad doble de Moldeo y pesaje, (2) Rueda de Moldeo de Anodos, (3) Sistema de rociado para enfriamiento del molde, (4) Colector de Anodos y sistema de manejo, (5) Sistema de lavado del molde, (6) sala de Control.



13.7. TRATAMIENTO DE ESCORIAS

Con el desarrollo de los nuevos procesos en la pirometalurgia del cobre, el tratamiento de escorias de fusión y conversión se realiza frecuentemente en una unidad de proceso separada para mejorar la recuperación y disminuir los costos de operación. Además la tendencia a producir eje de alta ley (el cobre en la escoria está relacionado con el contenido de cobre en el eje) en los hornos modernos tales como; convertidor Teniente, convertidor Noranda y hornos flash, y la detención de los hornos de Reverbero hacen imposible el método tradicional de limpieza de escorias de conversión mediante el reciclaje al horno de fusión.

Es típico que las escorias del convertidor Teniente, emplee reducción de escorias mediante carbón o petróleo inyectado a un horno basculante, el proceso Noranda para fusión de cobre, emplea flotación de escorias, el horno flash Outokumpu usa tanto flotación de la escoria o limpieza en horno eléctrico. Caso particular es la fundición Ventanas de la Enami que trata las escorias generadas en el convertidor Teniente en un horno eléctrico, modalidad que posiblemente se instale también en la fundición Hernán Videla Lira (Paipote) perteneciente a Enami.

13.7.1. PÉRDIDAS DE COBRE EN LA ESCORIA

Las pérdidas de cobre en las escorias ocurren mediante dos mecanismos:

- a. Disolución química sulfídica (Cu_2S) y oxídica (Cu_2O) del cobre debido a la disolución mutua entre la escoria y el eje que tienen una tendencia a formar un oxisulfuro homogéneo fundido producto de los cambios en la composición eje - escoria ante el aumento de la presión parcial de oxígeno, y dependiendo además del contenido de sílice en la escoria
- b. Atrapamiento mecánico de inclusiones de eje o cobre debido a su flotación o no sedimentación en la fase escoria y que depende de propiedades físicas tales como; densidad, tensión superficial y viscosidad de las fases presentes.

Las escorias fayalíticas contienen magnetita y tienen una alta viscosidad debido a que la magnetita sólida precipita bajo diversas condiciones. Esto aumenta la cantidad de cobre atrapado debido a que el tiempo de sedimentación es mayor y a que la magnetita sólida en si misma tiende a atrapar partículas con cobre.

Existen tres mecanismos de atrapamiento de eje o metal en la escoria:

- 1) Formación de eje: a medida que se calienta el concentrado, ocurren una serie de descomposiciones gas - sólido entre las que destacan la descomposición de los sulfuros superiores simples o dobles. Es sabido que los concentrados de cobre contienen un alto porcentaje de calcopirita (CuFeS_2) la cual se encuentra unida a partículas que carecen de valor económico. Al aumentar la temperatura de estos materiales se descomponen según la siguiente reacción:



Esta reacción comienza aproximadamente a los 1000°C, el Cu_2S y FeS forman el eje, la roca que acompaña a la calcopirita es porosa y al fundirse el material, el eje se incorpora a las microgrietas dentro de esta.



Figura 17: Formación de microgrietas con eje dentro de la roca.

Después de la fusión de los sulfuros y la formación de escorias, el eje atrapado forma una fina emulsión dentro de la roca, lo cual aumenta las pérdidas por atrapamiento:

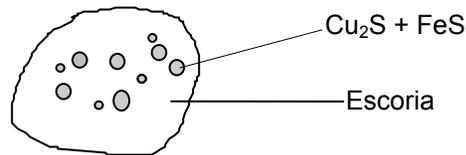


Figura 18: Inclusiones de eje después de la formación de la escoria.

2) Agitación: La agitación que se produce debido a la inyección de aire con concentrado, según sea el proceso (convertidor Teniente, Mitsubishi, Isasmelt, convertidor TBRC) aumenta las pérdidas de cobre. La violenta agitación del eje y la escoria provoca un excesivo arrastre de eje, ya que en el interior del reactor se produce una fina emulsión o dispersión de gotas de eje dentro de la escoria, por su tamaño requieren de grandes tiempos para coalescer y sedimentar, lo que en procesos industriales es imposible conseguir.

3) Burbujas de SO_2 : Otro mecanismo que contribuye a aumentar las pérdidas es el transporte de eje a la escoria, este se produce por el ascenso de burbujas de SO_2 a través de la interfase eje - escoria debido a la siguiente reacción:



Esta reacción tiene lugar en la interfase eje / escoria. Las burbujas de SO_2 transportan una película de eje a través de la interfase eje / escoria. Esta película de eje transportada se desprende dentro de la escoria, posteriormente esta película coalescerá para formar una gota, dando lugar a una dispersión de éstas que quedan atrapadas en la escoria.

13.7.2. PROCESO PIROMETALÚRGICO DE TRATAMIENTO DE ESCORIAS

Para recuperar el cobre contenido en la escoria se requiere una etapa de reducción para reducir la magnetita a bajos niveles adicionando reductores orgánicos o bien sulfuros, tales como; pirita, pirrotita o concentrado. Una vez limpia la escoria puede ser difícil separar el eje liberado, por lo tanto, se requiere una etapa de sedimentación, la cual si no es eficiente, es fácil obtener escorias con contenidos de cobre mayores al 0.5% en peso.



Industrialmente, existen varios tipos de hornos para el tratamiento pirometalúrgico de escorias, y su efectividad depende de los siguientes factores:

- 1) Se requiere un reductor, tal como; carbón o coque, y un quemador sub-estequiométrico de combustible. Generalmente se agregan sulfuros los cuales actúan principalmente como colector de los metales, pero también como reductores. El grado de contacto entre las fases y de agitación dentro de la escoria determina la velocidad de reacción, la cual depende del tipo de horno.
- 2) La sedimentación depende de las propiedades de la escoria, y del eje o metal (composición, viscosidad, densidad, tensión superficial, etc.), agitación del baño, tamaño de las partículas de eje / metal dispersados y profundidad de la escoria.
- 3) El grado de aproximación al equilibrio, entre las fases del sistema escoria-metal (eje)-gas.
- 4) El diseño del horno debe considerar proveer un adecuado tiempo de reducción y disminuir el corto-circuito, como sería en caso de un tratamiento continuo de la escoria
- 5) Exponer la escoria a flujos turbulentos con aire puede resultar en una reoxidación de la escoria reducida y en lo posible debe evitarse.

Existen tres métodos básicos de limpieza de escorias: reciclaje tradicional de escoria de conversión al horno de fusión, tratamiento de escorias en horno eléctrico y horno basculante (tipo Teniente) y flotación de una escoria enfriada lentamente que es una alternativa no pirometalúrgica.

13.7.3. RECICLAJE DE ESCORIA DE CONVERSIÓN AL HORNO DE FUSIÓN

Debido a la gran condición oxidante en un convertidor, su escoria contiene cantidades considerables de magnetita Fe_3O_4 . Cuando la escoria es reciclada al horno de fusión (generalmente un reverbero) la magnetita aumenta la viscosidad de la escoria, y en consecuencia las pérdidas por atrapamiento. También es posible que la reducción de la magnetita con el sulfuro de hierro presente, contribuya al atrapamiento por generación de burbujas de SO_2 que arrastran eje a la escoria.



El reciclaje de escoria de conversión es un procedimiento normal en la fusión en reverberos, es una operación razonablemente efectiva, simple y barata, siendo mayoritariamente usada en plantas que cuentan con hornos reverberos. En Chile con la eliminación de los reverberos en todas fundiciones esta alternativa esta obsoleta.

13.7.4. TRATAMIENTO EN HORNO ELÉCTRICO

Este horno es usado en el proceso Mitsubishi y también en fusión flash. En el caso Mitsubishi es una parte integral del proceso y actúa como una unidad separadora de la



que se ha cargado la escoria. Las sangrías deben cubrirse cuidadosamente para evitar pérdidas de calor innecesarias e infiltraciones de aire.

La escoria se limpia en el horno eléctrico, separando el eje que debido a su mayor gravedad específica sedimenta al fondo del horno, desde donde se sangra periódicamente mediante una sangría que descarga en una canaleta. El orificio de sangría del eje se abre con una lanza de oxígeno y se cierra usando un tapón (mono) de greda. La escoria limpia o de descarte, de menor gravedad específica, se sangra desde el orificio de sangría de escoria a una canaleta y posteriormente es granulada. La sangría se abre con una lanza de oxígeno y se cierra con un mono de greda.

El horno eléctrico se opera como un horno de resistencia, controlando el voltaje de modo tal que el calor se suministre según el requerimiento térmico. Se utilizan electrodos tipo Södenberg o de grafito para el suministro de calor necesario y para llevar a cabo la reducción de la magnetita. La potencia eléctrica se necesita para:

1. Fundir carga circulante
2. Reducir la magnetita a 2 - 3%
3. Aumentar la temperatura de la escoria en 20°C
4. Compensar las pérdidas de calor y el calor que fluye fuera del horno en los gases de desecho.

Es práctica común cargar primero el circulante para proteger el arco de pérdidas excesivas de calor y después el coque el cual reduce las escorias del horno de fusión Flash y Conversión cargadas dentro del horno. Los materiales se alimentan tan cerca como sea posible a los electrodos y a su vez, alrededor de todo el horno.

La escoria de horno Flash fluye directamente desde éste a un horno eléctrico, tanto continua como intermitentemente. Un ciclo discontinuo adecuado es desde cuatro a cinco horas. En una operación continua pueden usarse dos hornos eléctricos en serie para atenuar el corto - circuito. La escoria de conversión también puede tratarse en el horno eléctrico conjuntamente con la escoria del horno flash. El tiempo de proceso se determina de acuerdo a la profundidad del baño en el horno de fusión flash. Dentro del horno eléctrico se lleva a cabo la reducción de la magnetita y sedimentación de un eje entre 50 a 60 % de ley. Para llevar a cabo la reducción puede agregarse un sulfuro tal como pirita o concentrado de cobre y un reductor tal como el coque. La recuperación de cobre como eje depende del tiempo de sedimentación, los tiempos mayores favorecen la recuperación. La sedimentación de gotas de eje depende de la viscosidad de la escoria, tamaño de la gota, y diferencia de densidad entre la gota y la escoria. Aumentando la temperatura o alimentando algún material adicional la escoria se puede disminuir su viscosidad y así disminuir el tiempo de sedimentación. El eje sedimentado es sangrado y enviado a los convertidores. La escoria limpiada es escoriada o fluye continuamente a descarte.

Puesto que la limpieza se debe a reducción y sedimentación de partículas atrapadas por coalescencia y posterior precipitación, la escoria del horno de fusión debería tener una baja viscosidad, baja gravedad específica y un mínimo de cobre disuelto, para lograr esto un contenido típico de sílice es de un 30 a 35 % en peso.



13.7.5. PROCESO TENIENTE DE LIMPIEZA DE ESCORIAS

La tecnología de limpieza de escorias permite la recuperación de cobre contenido en las escorias de alta ley (4 a 18 % en peso), proveniente tanto de los procesos de fusión como conversión. En estas escorias el cobre se encuentra principalmente atrapado mecánicamente. Fundamentalmente, el proceso cambia las características físico-químicas de la escoria, logrando separar una fase rica en cobre (eje) y una escoria de descarte.

El horno de limpieza de escorias es un reactor cilíndrico horizontal de acero, de 3.962 m de diámetro y 7.925 m de largo, que tiene una boca para descargar los productos fundidos ubicada en el centro del manto de 1.08 m². Hacia uno de los costados del horno se encuentra la boca de 1.5 m² que permite la salida de los gases del proceso. Los costados del horno cuentan con tapas de acero sujetas al manto por un sistema de pernos, tornillos y resortes. En la tapa correspondiente al extremo de la boca de gases existe una entrada para la cuchara de carga por donde se alimenta la escoria. La otra tapa posee un orificio para la entrada de fundente por un garr – gun y otro para el quemador. El horno cuenta con una tolva de 7.5 t métricas para la adición del fundente, las cuales son alimentadas por contenedores de 5.5 t que son transportados mediante grúas. La dosificación del fundente se realiza mediante un alimentador rotatorio de velocidad variable, que deja pasar hacia el garr-gun, la cantidad especificada para cada carga. El quemador proporciona el calor necesario para compensar las pérdidas del horno, reacciones de reducción, fusión del fundente, etc. La operación del quemador es continua, sin embargo, la cantidad de calor requerida varía según sea la etapa de operación en que se encuentre el equipo, con el consiguiente ajuste de los flujos de petróleo y aire.

Todo el interior del horno está revestido con ladrillos de cromo – magnesita de liga directa. Esto permite mantener en su interior un baño de escoria líquida y realizar los procesos de reducción y sedimentación a 1250°C.

Las pistas de rodado de los hornos van montadas sobre un sistema de rodillos que permite el giro del horno. La pista hacia el lado del quemador va unida al sistema de giro. Todo el sistema esta anclado a las fundaciones mediante pernos que sujetan la placa base del conjunto de rodado. En la siguiente figura se muestra el horno, sus flujos de entrada y salida y sus equipos principales.

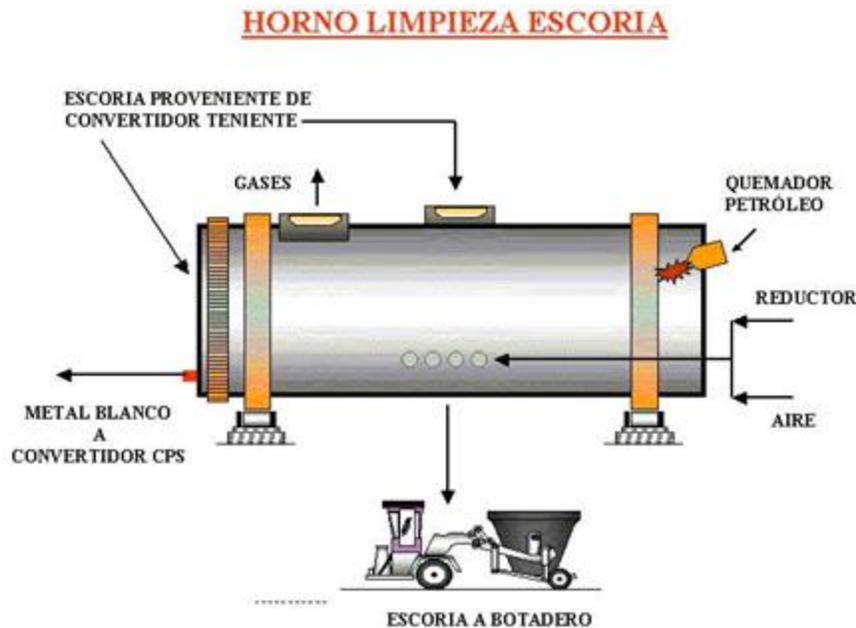


Figura 20: Horno Teniente de Limpieza de Escorias.

El proceso de limpieza de escorias en horno basculante es un proceso discontinuo consistente de un ciclo compuesto por las siguientes etapas:

- 1) Espera de Carga
- 2) Carguío de la escoria al Horno de Limpieza de Escoria
- 3) Espera de Reducción
- 4) Reducción de la escoria mediante la inyección de reductores (carbón o petróleo)
- 5) Sedimentación
- 6) Sangrado del eje producido y descarga de la escoria limpia.

Los tiempos del ciclo aproximadamente son:

- 1) Llenado y reducción 120 minutos.
- 2) Llenado y agregado de fundentes 60 minutos.
- 3) Sedimentación 60 minutos.
- 4) Vaciado de Productos 30 minutos.

En el caso de la fundición de Caletones, el ciclo completo de 150 toneladas de escoria cargada toma aproximadamente 5 horas. La capacidad diaria de tratamiento del HLE es de 900 toneladas y la recuperación de cobre alcanza 90 a 93 %. Para llevar a cabo la reducción y mantener el soporte térmico del horno se consumen 9 - 10 kg de carbón por t de escoria y 3 - 14 kg de petróleo por t de escoria.

Desde el punto de vista metalúrgico las etapas más importantes del proceso de limpieza de escorias, son:

1. Etapa de Reducción: El proceso contempla una primera etapa de reducción del contenido de magnetita de la escoria altamente oxidada y por lo tanto con una alta viscosidad, a través de un medio reductor sólido, líquido o gaseoso, de manera de cambiar



las características físicas y químicas de la escoria. Simultáneamente se agrega sílice la cual produce la separación del eje y la escoria. La dosificación de fundente depende de los contenidos de magnetita y sílice en la escoria de alimentación, así como los de escoria final y la calidad del cuarzo utilizado.

El efecto de reducir la magnetita se traduce en una disminución de la viscosidad de la escoria, lo que permite la separación de las fases presentes. La cantidad de reductor se estima en base al contenido de magnetita en la escoria alimentada, como también del tipo de reductor empleado. El agente reductor es inyectado neumáticamente al baño, ingresando por cuatro toberas ubicadas en el manto del horno.

Las reacciones químicas se ven favorecidas cuando el reductor se inyecta en el baño, a través de las toberas. Una vez concluida la reducción se retiran las toberas, y se deja el baño quieto para que comience la siguiente etapa.

Las reacciones químicas de reducción son endotérmicas por lo cual se requiere como soporte térmico un quemador que esta ubicado en la culata., para mantener la temperatura del baño y de esa manera favorecer sus condiciones de viscosidad. Las reacciones posibles son las siguientes:



2. Etapa de Sedimentación: Una vez que la reducción ha sido completada, un tiempo de sedimentación permite la colección del Cu que se encuentra en la escoria, lo que permite generar una escoria de descarte y una fase rica en cobre. Un quemador suministra el calor requerido para mantener la escoria a una temperatura relativamente alta (1180 – 1200°C).

Los productos obtenidos después de la etapa de sedimentación son una escoria de descarte (0.7 a 1.0 % Cu) que se extrae por la boca de descarga y es transportada al escorial mediante ollas montadas en camiones, mientras que el eje recuperado se extrae por un orificio en el manto y retorna mediante ollas a los convertidores. Eventualmente se extrae por la boca, esto se evita ya que se contamina con escoria.

Durante todo el proceso, salvo en el vaciado de productos, la boca de descarga permanece con una tapa que impide las pérdidas de calor del horno.

El horno de limpieza de escorias (HLE) es una buena alternativa para el tratamiento de escorias con un alto contenido de cobre. Sin embargo, es necesario mejorar algunos aspectos relacionados con el diseño y operación del sistema para aumentar la eficiencia del proceso.

**CHILE SERÁ EL MAYOR PRODUCTOR DE MUNDIAL DE COBRE DE FUNDICIONES**

“De concretarse los proyectos en estudio el país incrementaría en más de un millón de ton su producción de cobre fundido hacia 2010, registrando una tasa de crecimiento anual de 5% en la presente década”

Chile será el mayor productor de cobre de fundición a nivel mundial en lo que queda de la década, según los antecedentes que actualmente manejan los analistas del sector. Ya los años 1999 y 2001 Chile ocupó el primer lugar, superando a Estados Unidos que hasta 1998 lideró el ranking con una producción de 1,7 millones de toneladas de cobre fino ese año. Hoy día Estados Unidos se ubica por debajo de las 700.000 t. Japón, en tanto superó a Chile los años 2000 y 2002, por 20.000 y 60.000 ton, respectivamente. El año 2002 Japón produjo 1.499.400 ton y Chile 1.438.700 t. De cobre de fundición. Con la reciente puesta en marcha de las ampliaciones de Altonorte y Potrerillos, sin embargo, Chile recuperaría el liderazgo durante 2003; y lo mantendría durante la década, considerando sobre todo la materialización del proyecto de Codelco Fundición y Refinería Mejillones.

“De concretarse las iniciativas en estudio el país incrementaría en más de un millón de toneladas su producción de cobre fundido hacia el año 2010, registrando una tasa de crecimiento anual de 5% en la presente década”, sostiene el estudio Perspectivas de la Industria Mundial y Nacional de Fundiciones de cobre, Período 2002-2010, elaborado por Jaime Guzmán y Aldo Picozzi, ingenieros de la Comisión Chilena de Cobre. Este documento tiene por objetivo aportar una mayor cantidad de información para describir el mercado de fundiciones a nivel internacional y analizar, en este contexto, el posicionamiento competitivo y las perspectivas futuras de la industria nacional de fundiciones. Para ello, el informe describe y analiza los mercados que afectan a la industria de producción y fundición de concentrados y, además, analiza otros mercados que afectan a la industria de fundiciones de concentrados y, además analiza otros mercados que afectan a la industria de fundiciones, como los del cobre refinado, secundario y electroobtenido, ácido sulfúrico y avances tecnológicos en materia de lixiviación de concentrados. El período de análisis comprende la presente década, particularmente los años 2002 a 2010. A continuación presentamos algunos aspectos del mismo.

PARÁMETROS PROMEDIOS DE FUNDICIONES PRIMARIAS AÑO 2001		Chile	Japón	Europa OCC.	China	India	Mundial
Uso de Instalación	(%)	90%	92%	93%	86%	92%	83%
Recuperaciones de Cobre	(%)	97%	98%	98%	97%	97%	97%
Captación de SO ₂	(%)	89%	99%	99%	83%	83%	84%
Productividad	TMF/hombre*100	32	97	89	15	16	20
Costo Laboral	US\$/hora	10,6	31,9	20,7	1,5	0,8	13,1
Costo Energía Eléctrica	¢/KW-h	3,2	6,1	3,7	4,3	6,7	3,9
Participación en Producción	(%)	13%	13%	9%	8%	3%	100%

Panorama Internacional



En el período 1997-2001 se registró un aumento de la producción mundial de fundiciones primarias proveniente principalmente de la zona de Asia y Australia, las que en conjunto registraron una tasa de crecimiento promedio anual de 9,4%. En cambio, Norteamérica disminuyó su producción por el cierre y paralizaciones de grandes instalaciones integradas, entre las que destacan fundiciones localizadas en Estados Unidos. Entre los países que aumentaron su producción, destacan China, India, Corea, Indonesia y Australia, donde se materializaron proyectos de aplicaciones e instalaciones nuevas.

Los aumentos registrados en Australia obedecen a expansiones de producción de cobre mina. En cambio, una de las razones para el notable desarrollo de las fundiciones en Asia lo constituye la aplicación de políticas arancelarias que gravan las importaciones de cobre refinado, y no así las de concentrados. Adicionalmente, países como China, Japón y Corea otorgan incentivos a la fusión y producción de cobre refinado destinado al consumo interno. La suma de estas variables contrarresta el ahorro de costos que significa fundir concentrados en Chile.

Del análisis de mercados se observa que, para el corto y mediano plazo, los proyectos internacionales de ampliación mayor tamaño e importancia se localizan nuevamente en Asia y Australia. Considerando la oferta actual de fundición más los proyectos de ampliación probables, se estima que existirían condiciones favorables para instalar nuevas fundiciones de cobre a partir del año 2006 en adelante. Sin embargo, las proyecciones también señalan que no todos los proyectos nuevos considerados por la literatura especializada podrían concretarse, por lo que elegir el momento óptimo de ejecutar un proyecto constituye un factor crítico de éxito.

Aún cuando la literatura especializada en temas de mercado del cobre sólo considera como de probable ocurrencia nuevas instalaciones en Irán y Tailandia, persiste la amenaza, para los intereses de Chile, de la materialización de nuevas fundiciones en Asia, donde China ofrece grandes oportunidades para inversores que deseen instalarse en dicho mercado. Lo anterior, debido a las proyecciones de aumento de su consumo interno de cobre refinado, a protecciones otorgadas a sus industrias de fundiciones, y a que un porcentaje significativo de su producción se realiza en fundiciones de pequeños tamaños y altamente contaminadas, lo que generaría un escenario favorable a proyectos nuevos en esa región.

Concentrados Nacionales

Las estimaciones de Cochilco señalan que la producción nacional de concentrados ascendería a 4,5 millones de toneladas de cobre fino contenido hacia el año 2010, equivalente 1,4 veces a la producción registrada en el año 2001. Ello significa mantener la posición de Chile como principal productor de esta materia prima a nivel mundial.

No obstante, razones de tipo comercial y estratégico observadas por las principales empresas mineras privadas no integradas – Escondida, Collahuasi, Los Pelambres y Candelaria- comprometen una parte significativa de su producción con fundiciones extranjeras por la vía de contratos de largo plazo. Ello tiene relación con factores como



facilitar el financiamiento para desarrollar proyectos de minas; disminuir riesgos comerciales; y aprovechar subsidios y beneficios otorgados por los gobiernos de otros países a sus industrias de fundiciones.

Muestras de la importancia de las mencionadas empresas mineras privadas y sus políticas comerciales son que se prevé que ellas producirán, en forma conjunta, del orden de 2,1 millones de toneladas de cobre fino contenido en concentrados, como promedio anual durante la presente década; y que los contratos de largo plazo representaron el 76% de la producción exportada entre 2000 y 2001. Lo anterior reduce considerablemente la disponibilidad de concentrados nacionales para ejecutar grandes aumentos de capacidad de fundición.

Fundiciones Locales

Las preguntas respecto de la oferta de fundición nacional tienen relación con la competitividad de sus actuales fundiciones para enfrentar amenazas y debilidades que las podría llevar a paralizar sus operaciones; y la existencia de holguras y oportunidades para emprender en forma rentable proyectos de ampliación y/o materialización de nuevas instalaciones integradas no presentan problemas de abastecimiento y se ubican en cuartiles de costos que no comprometen su viabilidad; y, por otra, a que las fundiciones que operan como customs no enfrentarían problemas de viabilidad económica bajo escenarios de cargos de tratamiento considerados como probables.

En relación a las oportunidades para aumentar la capacidad de fusión, cabe mencionar que el país se encuentra en un proceso de incremento por la vía de ampliaciones que ya se hallan en operación en las fundiciones de Potrerillos y Altonorte. Adicionalmente, Codelco está en negociaciones para el Proyecto Fureme, el que de materializarse permitiría garantizar un liderazgo mundial en esta etapa de procesamiento de cobre. Dicho proyecto corresponde a un concepto distinto respecto de la forma tradicional de desarrollo de la industria de fusión y refinación de cobre, debido a que la materia prima principal en él será metal blanco, en vez de concentrados, salvo en el módulo de fusión de concentrados considerado.

Por otra parte, y por las mismas dificultades de conseguir abastecimiento de concentrados nacionales, se estima que nuevas ampliaciones tienen poca probabilidad de efectuarse durante la presente década, de concretarse el proyecto de Mejillones.

No obstante lo anterior, también se prevé que en un escenario post Mejillones, el país dispondría de inmejorables condiciones para continuar aumentando su capacidad de fusión, por la vía de añadir nuevos módulos de fusión al complejo, dado que requieren de menores costos de inversión que las alternativas de ampliación tradicionales, al evitarse las etapas de conversión y moldeo de ánodos. Tampoco debe descartarse la alternativa de adaptar otras fundiciones nacionales para producir metal blanco, entregando el producto a Mejillones. Ello presentaría las ventajas de acometer ampliaciones de capacidad, operar en un circuito coordinado y compartir sinergias.

PROYECCIÓN DE PAÍSES CON MAYOR VARIACIÓN DE PRODUCCIÓN DE FUNDICIONES (miles de TMP)							
	2001	2002	2003	2004	2005	Variación 2005-2001	Tasa de Crec. Anual
China	1.082	1.294	1.465	1.575	1.605	523	8,2%
Chile	1.494	1.523	1.588	1.731	1.844	350	4,3%
India	317	367	412	562	592	275	13,3%
Rusia	540	580	604	634	676	136	4,6%
Australia	464	515	565	590	590	126	4,9%
Irán	130	130	157	240	260	130	14,9%
Polonia	466	494	494	494	494	28	1,2%
USA	884	695	682	682	682	-202	-5,1%
TOTAL	5.377	5.598	5.967	6.508	6.743	1.366	4,6%

Nota: Considera uso de chatarra como carga fría, estimada en 6% de la producción de ánodos.

Proyecciones a nivel mundial

Se estima un incremento de producción de fundiciones de 1,8 millones de toneladas finas entre los años 2001 y 2005. Con excepción de los casos de Irán y Estados Unidos, el resto de los incrementos de producción correspondería a ampliaciones de capacidad instalada, como fueron los casos de Altonorte y Potrerillos en Chile.

Por su parte, en Irán se proyecta instalar la nueva fundición Khatoon - Abad, con capacidad para producir 80.000 toneladas anuales de cobre fundido, más una ampliación de la fundición Sar Cheshmeh.

Para el período 2006-2010 la literatura especializada constata la existencia de un gran número de proyectos de ampliación, los cuales por exhibir, en general, mayor rentabilidad que los proyectos nuevos, debieran ejecutarse primero. Y al comparar las proyecciones de producción de concentrados con la demanda de las fundiciones primarias, se observa que a partir del año 2006 se requeriría de la materialización de proyectos nuevos, entre los que compiten iniciativas de Chile, Tailandia, Perú y Brasil. Las proyecciones de producción mundial de concentrados, ajustadas por estimaciones sobre consumo de cobre refinado, indican que para el período 2002-2010 la producción de la materia prima crecería a una tasa promedio anual de entre 3,0 y 3,4%.

También se observa que, según la proyección de Cochilco sobre producción de concentrados, no todos los proyectos nuevos se podrían materializar y, en consecuencia, escoger el momento óptimo de ejecutar un nuevo proyecto constituye un factor crítico para su desarrollo.

FUNDICIONES EN CHILE

