

ENSAYO PREVIO DE VOLATILIZACION DE ESTAÑO

Fernando Bodega Barahona

Dr. Ingeniero de Minas

Dpto. Yacimientos Minerales – Empresa Nacional ADARO – Madrid

Resumen

A una anterior "NOTA SOBRE EL METODO DE VOLATILIZACION" sigue esta propuesta de "ENSAYO PREVIO", una vez aprobada por el Comité del P.N.A.M.P.M.

Se ha efectuado una visita rápida a la Planta de Baja Ley en VINTO-ORURO (BOLIVIA), donde se han recogido datos que se reflejan en la primera parte; en la segunda, se describen la propuesta de ensayo aprobada, y la planta que se va a acondicionar para su realización en la factoría de MNSA en Carril (Pontevedra).

Abstract

After being approved by the P.N.A.M.P.M. this "PREVIOUS TEST" deepens on the subject dealt with on the paper "NOTE ABOUT THE METHOD OF VOLATILIZATION".

First, the collected data on a quick visit to the Low Grade Plant in VINTO-ORURO (BOLIVIA), have been displayed on a second part, the approved test proposal is described as well as the plant which is going to be fixed, for its achievement in the MNSA factory in Carril (Pontevedra).

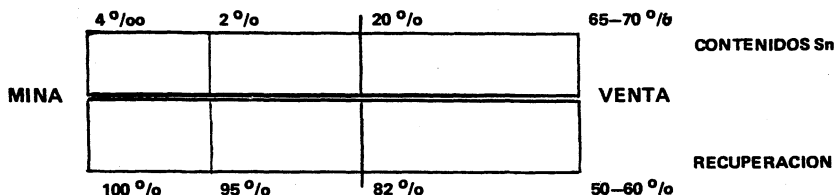
1.- INTRODUCCION

Además de dos factores importantes en el tema del estaño como son su valor, que origina su no exagerada calificación de metal "semiprecioso" y su escasez en España, con un consumo de 4 a 5.000 t/año y producción procedente de minerales menor de 20 por ciento, hay dos razones que aconsejan el estudio de posibilidades de este procedimiento avanzado:

- Las dificultades de conseguir fuera de España tonelajes de minerales de alta ley que representen un porcentaje elevado respecto a nuestras necesidades: los países productores ya utilizan factorías propias, con las ventajas de valor añadido y creación de puestos de trabajo, y venden lingote en vez de minerales de alta ley como ocurría en años pasados. Tan sólo venden minerales cuyas recuperaciones son bajas, al no tener capacidad para poner a punto tecnologías de vanguardia.

Es preciso añadir aquí que las partidas importantes de alta ley, que aún participan en el mercado mundial, son manejadas por multinacionales que obtienen beneficios substanciosos y que, prácticamente, están presentes en cuantas transacciones se llevan a cabo.

- La existencia en España de numerosas explotaciones —activas o inactivas— que no cuentan con elementos de concentración adecuados, y con los que obtienen unas recuperaciones bajas que las ponen al borde o por debajo de la línea de rentabilidad. Como hipótesis —por falta de datos— y mientras no se llegue a una estimación estadística que la ajuste, se puede partir de las cifras que se exponen en el gráfico, referido a yacimientos primarios.



A partir de la línea decisoria —20 °/o en los concentrados y 82 °/o de metal recuperado— con contenido en Sn óptimo para la volatilización, parece que, con los métodos convencionales, la recuperación es del orden del 70 °/o; con la volatilización, procedimiento más caro, sería del 96 °/o, pero cada gramo de estaño fino recuperado tiene un precio de venta de 2,5 pts.

El objetivo principal perseguido por este proyecto es aproximarse al conocimiento de posibilidades económicas de reanudación y/o reactivación de explotaciones en minas pequeñas y medianas, elevando las cifras de leyes recuperadas, utilizando esta tecnología avanzada.

Para llegar a este objetivo, se han propuesto las siguientes fases:

- Comprobación de la bondad del procedimiento a escala industrial, en la factoría de baja ley de la Empresa Nacional de Fundiciones de Bolivia.
- Prueba, a escala de planta piloto, sin rentabilidad económica, en la factoría de Carril, previas reparación y puesta a punto.
- Estudio de capacidad aconsejable para España de una planta a escala industrial. En principio, se parte de la idea de unas posibilidades de producción de 2.500—3.000 t de metal contenido, con la volatilización más fundición convencional.
- Previsión de abastecimiento de la planta de volatilización con minerales de baja ley procedentes del exterior, que se irían rebajando según entraran en el circuito los nacionales.

Se ha cumplido la primera fase y se está realizando la segunda, que son las contenidas en este proyecto.

2.— VISITA A LA PLANTA DE BAJA LEY DE VINTO

Los datos que se expresan seguidamente han sido obtenidos en La Paz y en Oruro, en entrevistas con técnicos que han participado en la instalación y puesta a punto y con los que, actualmente, dirigen la marcha de la fundición.

La construcción de la planta quedó definida a finales de 1974 y, dos años más tarde, se ini-

ció la obra civil, para realizar las primeras pruebas de puesta en marcha a principio de 1979.

El proyecto guarda grandes similitudes con el presentado por HUMBOLDT WEDAG a METALURGICA DEL NOROESTE en 1975 y que no se llevó a cabo.

En la fig. I se expresa el flujograma diario de la fundición.

Después de los procesos sufridos, concentración y tostación, por menas procedentes de yacimientos primarios, los concentrados de entrada presentan la siguiente composición media.

Sn	25 ‰ (10 al 30 ‰)	Bi	0,1 ‰
Sb	0,6 ‰	S	10 ‰
As	0,7 ‰	Fe	18,5 ‰
Pb	0,6 ‰	Si O ₂	25,4 ‰
Cu	0,1 ‰	Ca O + Al ₂ O ₃	7 ‰
Zn	1,5 ‰	W O ₃	trazas

(Datos facilitados por el Ing. René Candia Trigo, de ENAF)

Todo el esfuerzo se centra en la alimentación de un horno eléctrico de tres electrodos que va a reducir los óxidos de estaño contenidos en los pellets, generados en procesos de volatilización.

Estos pellets proceden de la planta de La Palca, cerca de Potosí, con contenidos en Sn del orden del 55 ‰, pero altos en impurezas; y de los que produce la propia factoría de Oruro.

La obtención de los últimos es la que se resume en la parte izquierda de la fig. I, antes de entrar en el proceso de reducción convencional.

La volatilización se aplica, en dos unidades diferentes, a minerales de baja ley —horno ciclón— y a escorias con contenidos relativamente altos (sin apurar), horno fuming.

El horno ciclón recibe una mezcla en la que intervienen los minerales de entrada, carbón, pirita y los aditivos calculados para obtener una escoria fluida. Trabaja en marcha continua y produce:

- Polvos con contenido 61–65 ‰ Sn que van a peletización.
- Escorias con contenido del orden del 7 ‰ Sn, que se mantienen calientes para alimentar el horno fuming.
- Matas, que se recirculan al mismo horno, o que se tratan por separado cuando sus contenidos en Ag son altos.

El horno fuming tiene como finalidad la recuperación del estaño contenido en las escorias, a propósito poco apuradas, que se generan tanto en el horno ciclón como en el horno de reducción convencional. Ambos grupos de escorias se mantienen sin enfriar en elementos auxiliares.

También recibe otro tipo de escorias y desechos, procedentes de otros puntos de la factoría.

Necesita adición de pirita para cumplir esta segunda fase de volatilización.

FLUJograma DIARIO DE LA PLANTA DE ESTAÑO DE BAJA LEY.
VINTO-ORURO-(BOLIVIA).- (DATOS DE E. N. A. F.)

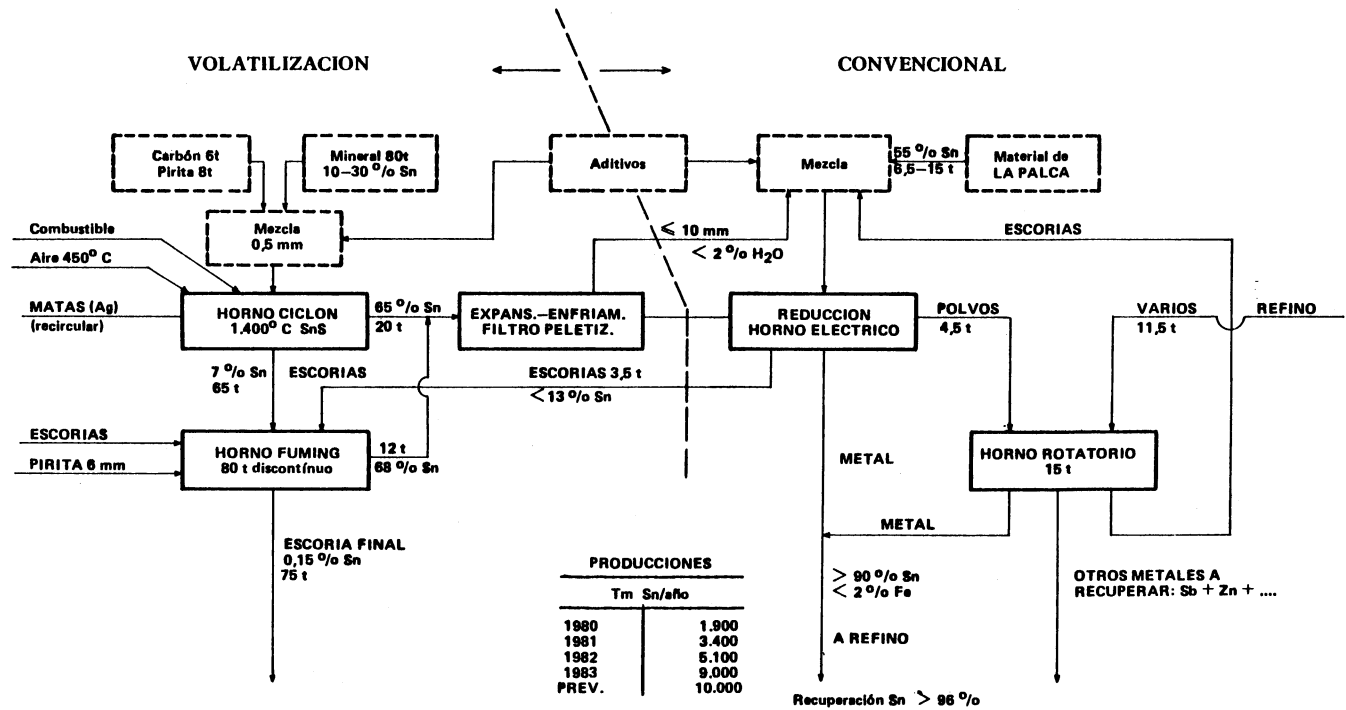


FIG. 1

Trabaja en marcha discontinua, generalmente cuatro cargas diarias de 20 t cada una y produce:

- Polvos procedentes de la volatilización, que, con los generados en el horno ciclón, reciben un tratamiento de peletización —con agua y melaza— y secado para intervenir en la preparación de mezcla de entrada al horno eléctrico. Los contenidos de humedad han de ser menores del 2 0/0 y los tamaños de unos 10 mm, admitiéndose un 10 0/0 menores de 3 mm.
- Una escoria agotada, que, según previsiones debía contener menos del 0,3 0/0 en estaño, y que, en realidad, se mantiene por debajo del 0,15 0/0.

El estaño, volátil en forma de sulfuro, se quema para su paso a óxidos en cámaras de expansión.

Mediante enfriamiento y paso por filtros, se separan los polvos de óxido de estaño de los demás componentes aún en estado gaseoso.

Los polvos se pelletizan y van a formar parte de la mezcla que alimenta el horno de reducción.

Las producciones van aumentando desde 1.900 t Sn en 1980 hasta las 9.000 t de 1983, esperándose que en 1984, se alcance la capacidad prevista de 10.500 t Sn año.

Como en cualquier factoría convencional, después de la reducción, están en marcha los procesos de afino y recuperación, destacando, como novedad, los hornos de vacío.

Aparte de esta planta, y siguiendo su tecnología, se han implantado otras varias en diversos puntos de producción, a escala menor, con menos costos de montaje y mantenimiento, y rentables con contenidos en las escorias de 1,6 0/0 (los análisis realizados en las 26.000 t de escorias de Ayo dan 2,3 0/0 Sn contenido).

3.- PLANTA DE CARRIL (METALURGICA DEL NOROESTE, S.A.)

Fue utilizada para experiencias de volatilización durante los años 1973 y 1974; desde entonces no ha tenido mantenimiento y, dada su proximidad al mar, necesita una reparación.

Desgraciadamente, no existen informes de resultados obtenidos; sólo se cuenta con datos orales en el sentido de que tuvieron éxito, por lo que se ha considerado conveniente repararla para ser utilizada de nuevo, si es posible en los primeros meses de 1984.

La planta, como se indica en la fig. 2, está compuesta por cinco unidades, cuyas características y funciones se resumen a continuación.

3.1.— HORNO ELECTRICO

Utilizado normalmente en reducción convencional, es un horno de dos electrodos y con una capacidad de carga de 2,5 t de mezcla.

Se va a renovar su solera, dándole de una tapa —carcasa de hierro y ladrillos refractarios— provista de una piqueta de carga, entrada de electrodos y salida de sublimados.

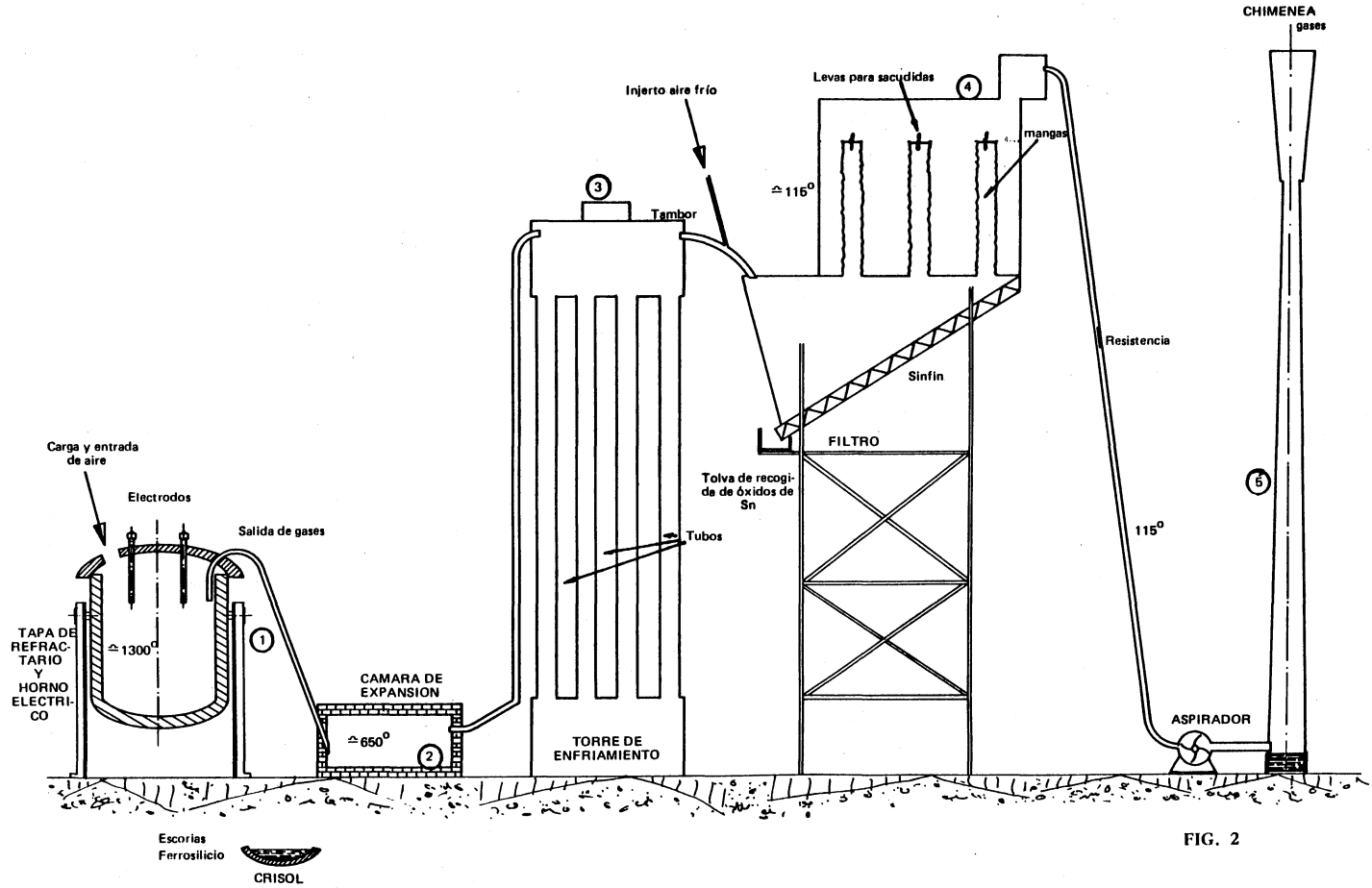


FIG. 2

Situado en la cabecera del proceso, va a jugar el papel de ciclón + fuming, puesto que en la mezcla van a intervenir, como portadores de estaño, escorias y minerales de baja ley.

Trabjará en marcha discontinua, y la eliminación del hierro se obtendrá mediante el empleo de ferrosilicio.

La temperatura alcanzada será del orden de los 1.300° C.

3.2.— CAMARA DE EXPANSION

Construída con vigas de hierro y ladrillos refractarios, tiene una capacidad de 3 m³. En ella, a 650° C de temperatura, se produce la formación de los óxidos de estaño, a partir de los sulfuros. El conjunto, aún en forma de gases, pasa a la unidad de enfriamiento.

3.3.— TORRE DE ENFRIAMIENTO

Formada por un conjunto de 12 tubos de 318:310 mm Ø y 8 m de altura, unidos en los extremos por tambores de distribución de flujo.

En la parte inferior tiene una piqueta para descargar polvos. La unión con el filtro, va provista de un sistema de alarma, para entrada de aire frío, con el fin de que los gases mantengan temperaturas inferiores a las máximas aconsejadas para la correcta utilización de las mangas del filtro.

3.4.— FILTRO DE GASES

Tipo BETH 90 SKS/5/3,0. Con una superficie filtrante de 158/126 m², consta de 5 cel-das, cada una de ellas capaz para 15 mangas de 2.750 mm de longitud y 200 mm Ø.

Los polvos —óxidos de estaño con posibles impurezas— se adhieren a las mangas, y, al ser sacudidas éstas, caen al fondo del filtro, donde son recuperadas por un sinfín y una tolva de doble salida.

La unión con la chimenea va provista de resistencias eléctricas, que actúan sobre los gases de salida, cuando la bajada de su temperatura puede producir condensación de ácidos, capaces de dañar el sistema.

3.5.— CHIMENEA

Con 15 m de altura, tiene adosado, en su base, un aspirador BETH R3/500R con capacidad de 100 m³/min., potencia de 8,25 HP a 2.900 r.p.m. y posibilidades de trabajo a 120° C.

4.— MARCHA DEL PROCESO

Se trata de volatilizar el estaño en forma de sulfuro, para quemarlo posteriormente, y, una vez enfriado, recogerlo en los filtros en forma de óxidos.

Los compuestos gaseosos van a la chimenea, y los demás elementos se eliminan en cada sangría: escorias y ferrosilicio.

La cantidad de pirita —lo más pura posible— a emplear, ha de ser capaz de producir la volatilización de todo el estaño que entre para obtener un buen rendimiento, pero no la formación de matas, que arrastrarían estaño.

Es preciso advertir dos factores importantes al enjuiciar las pruebas:

Proceso no rentable, porque la marcha discontinua provoca:

- Excesivo gasto de energía.
- Gasto de ferrosilicio para eliminar el hierro y evitar “cabezas duras”.

Balance de recuperación indirecto, porque al procesarse tonelajes bajos, cabe la posibilidad de que parte de los óxidos se adhieran a las superficies de las unidades y de las conexiones.

Por ello, para considerar un balance, será necesario establecer pesos y leyes en escorias y en ferrosilicio bajo en Sn.

Teóricamente, a las temperaturas de salida, no habrá pérdidas en la chimenea; de todas formas, y para ejercer la vigilancia sobre sus efectos en el medio ambiente, los gases serán controlados por personal especializado en la EMPRESA NACIONAL ADARO.

El proceso se resume en la fig. 3.

4.1.— MINERAL DE ENTRADA

En principio, teniendo en cuenta que, según los datos orales, los mejores resultados se obtenían con contenidos de entrada del 20 % Sn, se van a tratar partidas de 5 t de mineral, compuestas de 4 t de preconcentrados con 24,93 % Sn y 1 t de escorias de Ayo con 2,3 % Sn. Así se llega a una mezcla de 5 t de mineral, con 20,41 % Sn y 1.020,5 kg de metal contenido.

4.2.— ESCORIA TEORICA

Para una fluidez favorable, la mezcla se va a calcular en base a la obtención de una escoria con 36 % Si O₂ y 23 % Ca O.

4.3.— MEZCLA PARA PROCESAR

No se tienen aún análisis completos de la carga, pero se va a calcular teóricamente según la composición de la escoria prevista, y teniendo en cuenta los puntos principales siguientes:

- Para volatilizar 1 kg de Sn se necesitan 0,1515 kg Py.
- Cada kg de Py introduce 0,47 kg Fe.
- Partiendo, para eliminación del Fe, de ferrosilicio con 75 % de Si, que pasará a otro con 25 % Si: cada kg de Fe necesita 0,5 kg de ferrosilicio con 75 % Si.
- Para un reductor con 80° C, se necesitan 0,27 kg de reductor por kg Sn y 0,29 kg de reductor por cada kg Fe.

— MODELO DE CALCULO TEORICO PARA PRUEBA
(CASO DE 1/5 DE ESCORIA EN LA MEZCLA)

1.— MATERIAL DE PARTIDA

	(4 t) <u>Preconcentrado</u>	(1 t) <u>Escorias</u>	(5 t) <u>Mezcla</u>	<u>Contenidos</u>
Sn	24,93 ‰	2,3 ‰	20,41 ‰	1.020,5 kg Sn
Si O ₂	5,21 ‰	27,33 ‰	2,87 ‰	143,8 kg Si O ₂
Fe	1,14 ‰	9,82 ‰	9,72 ‰	486,1 kg Fe

2.— TIPO DE ESCORIA PREVISTA

Si O ₂	36 ‰
Ca O	23 ‰

3.— APROXIMACION DE BALANCE

<u>ENTRADA</u>		<u>SALIDA</u>	
<u>MEZCLA</u>	<u>SOLIDOS</u>	<u>GASES</u>	
5.000 kg: Mineral + escorias	*1.700 kg: Polvos de Sn	286 kg: O ₂	
526 kg: Pirita	7.400 kg: Escorias	267 kg: S O ₂ (de pirita)	
195 kg: Fe Si (75 ‰ Si)	<u>587 kg: Fe Si (25 ‰ Si)</u>	1.269 kg: CO ₂ (de caliza)	
972 kg: Carbón (80 ‰ C)	9.687 kg	<u>797 kg: CO₂ (de carbón)</u>	
2.175 kg: Si O ₂		2.619 kg	
<u>3.035 kg: CO₃ Ca</u>			
11.903 kg			
	1.020 kg: Estaño		
	<u>680 kg: Impurezas</u>		
	*1.700 kg (60 ‰ Sn)		

FIG. 3

- Teniendo en cuenta el Si O₂ contenido en el mineral de entrada, el contenido de restos óxidos (análisis no completo) y la escoria a obtener, se calculan las cantidades de fundentes.

Los cálculos se han resumido en el cuarto inferior izquierdo del cuadro de la fig. 3, resultando una mezcla con un peso total de 11.903 kg.

4.4.- SALIDA

Se ha calculado la obtención de varios productos, como se expresa en el cuarto inferior izquierdo de la fig. 3.

4.4.1.- Productos para análisis

- Polvos	1.020 kg Sn
- Escorias	7.400 kg
- Ferrosilicio (25 °/o Si).	<u>587 kg</u>
	9.007 kg

4.4.2.- Gases

O ₂	286 kg
SO ₂	267 kg
CO ₂	1.269 kg (de fundentes)
CO ₂	<u>797 kg</u> (de reductor)
	2.619 kg

Como puede observarse, no se cierra un balance teórico, aunque la diferencia es del orden de 300 kg.

Sin embargo, hay que tener en cuenta que, con los datos de partida y la hipótesis formulada no es posible calcular pesos importantes, como son la ley de Sn en los polvos obtenidos o el vapor de agua que se elimina por la chimenea.

El caso de carga considerado supone un porcentaje elevado de escoria, que reduce la ley de estaño en la mezcla; evidentemente, el caso más favorable es tratar sólo mineral. En las pruebas se variarán los porcentajes.