

RESULTADOS DE LA PRUEBA DE VOLATILIZACION DE ESTAÑO

Fernando Bodega Barahona
Dr. Ingeniero de Minas
Empresa Nacional ADARO – Madrid



Resumen

En la V Reunión de Geología y Minería del NO de la Península (Sada, Dic. 1983), se presentaron las líneas generales de un proyecto de volatilización de estaño. Su objetivo principal, comprobar que, partiendo de minerales con contenidos bajos en estaño, se podía llegar a materiales con leyes superiores al 65 ‰, con recuperaciones muy altas.

Realizadas las pruebas, con resultados considerados satisfactorios, se exponen éstos, así como el plan a seguir para la toma de decisión sobre la viabilidad de una planta a escala industrial.

Abstract

The general lines for a tin volatilization project were showed at the Vth Geology and Mining Meeting of the NW of the Peninsula (Sada, December, 1983). Its main objective was to give evidence that from ores with low tin contents, it could be possible to get materials with laws above 65 ‰, with very high recuperations.

The proofs were made with resaults which are considered satisfactory. These resaults are displayed as well as the plan to follow for taking a decision on the viability of a plant to an industrial scale.

1.- INTRODUCCION Y OBJETIVOS

Con producciones bajas, del orden de 750 t de estaño contenido, y consumos anuales aproximados a las 4.500 t de metal, España tiene que reducir esta diferencia acudiendo al Comercio Exterior y tratando de incrementar tonelajes extraídos y, sobre todo, las recuperaciones que se vienen consiguiendo.

En el Mercado Internacional es difícil obtener grandes partidas de minerales de alta ley, ya que los productores realizan la transformación en lingote; pero sí hay posibilidades de compra de colas difíciles de concentrar y a precios más favorables.

España, con gran tradición en la extracción y transformación del estaño, cuenta con una

pequeña y media minería que, en general, obtienen rendimientos bajos en la recuperación de casiterita de los minerales que la contienen.

La Empresa Nacional ADARO, primero como operadora del INI, y después del PNAMPM, está realizando un gran esfuerzo en la investigación de posibilidades de yacimientos de casiterita, no sólo en el aspecto minero, sino también en el mineralúrgico; el incremento del porcentaje de recuperaciones podría elevar el número de minas explotables.

La volatilización del estaño, y esto es lo que se trata de conocer, podría contribuir a mejorar recuperaciones y, por tanto, a aumentar el número de puntos de arranque; con esta idea se dieron los primeros pasos en este tema. Desgraciadamente, no se tienen datos de resultados ni de si fueron positivas las experiencias realizadas hace 12–14 años por METALURGICA DEL NOROESTE; tan sólo resultados mejores en mezclas con 20 ‰ Sn de entrada.

El objetivo inicial de este proyecto era estudiar la posibilidad de aumentar el número de puntos de extracción de casiterita, y el ritmo de los que estén activos, consiguiendo mejorar las recuperaciones; en este momento, hay que considerar también que en el mercado existen colas cuyo tratamiento será rentable, mediante la aplicación de nuevas tecnologías.

Para la realización de las pruebas no se han utilizado patentes, sólo los datos accesibles de libros y publicaciones.

Aparte de la colaboración total, tanto de personal como de instalaciones, de METALURGICA DEL NOROESTE en Carril (Pontevedra), hay que resaltar las prestadas en cesiones de mineral del GRUPO MINERO DE PENOUTA, Viana del Bollo (Orense) y de MINERA DEL DUERO, Golpejas (Salamanca) y la de pirita de la SOCIEDAD MINERO–METALURGICA DE PEÑARROYA ESPAÑA, procedente del lavadero “Roberto” (Murcia).

2.— MEDIOS UTILIZADOS

El proceso ha seguido los pasos que se propusieron en el proyecto, y se han realizado pruebas con mezclas de minerales para obtener series de partidas con contenidos del 10, 15, 20 y 25 por ciento de estaño.

En el Cuadro I se expresan procedencias, leyes y pesos de los materiales de entrada, y, en el Cuadro II, por procedencias, las cantidades de mineral, leyes en estaño y metal contenidos; los valores en pesetas se han determinado partiendo de la media de cuatro cotizaciones sucesivas desde el día de la recepción del lote, aplicando los criterios que se acostumbran en el Mercado.

En cifras aproximadas y, según contenidos:

55,13 ‰ Sn	2,06 pta/gr Sn
13,56 ‰ Sn	1,03 pta/gr Sn
9,75 ‰ Sn	1,03 pta/gr Sn
4,32 ‰ Sn	0,52 pta/gr Sn

En el mismo cuadro, se especifican las cantidades empleadas para muestras y las utilizadas en el proceso.

En cuanto a la instalación utilizada, se ha mantenido la prevista en el proyecto.

Para su reparación y puesta a punto, se realizaron las siguientes operaciones:

- Reparación del alimentador
- Construcción de la tapa del horno
- Puesta de nueva solera en el horno
- Desmontaje, reparación en el suelo y nuevo montaje de la torre de refrigeración
- Reparación del filtro, aparatos de medida, resistencias, sinfín y tolvas
- Reconstrucción de la chimenea
- Reparación y control de tuberías, sistema eléctrico, cuadro de mandos

En la Figura 1, se repite el esquema de la instalación.

3.- MARCHA DEL PROCESO

En el gráfico de la Figura 2, se resumen los pasos fundamentales del proceso seguido.

La mezcla, una vez calculada, se homogeniza en la nave y se transporta a la plataforma situada a altura de entrada a horno, desde donde se carga a mano en un canal vibratorio, para su entrada en la boca abierta para ello a través de la tapa del horno.

La columna de la izquierda del gráfico representa los componentes de la mezcla, y, de ellos, parte el desarrollo del proceso hasta las salidas:

Chimenea: $\text{CO}_2 + \text{SO}_2$

Filtro (y Torre): Polvos de estaño

Sangría: Ferrosilicio (pobre en Si) y escoria

El objetivo fundamental es llegar a un SnS volátil, que, en la cámara de expansión, dará SO_2 y SnO_2 ; el primero irá a la chimenea y el SnO_2 , después de enfriado y retenido por el filtro, se recoge en el fondo de éste con la ayuda de un sinfín y una tolva de doble entrada.

En un horno eléctrico como el utilizado y con exceso de carbón, su ambiente reductor y la escoria fluida que sobrenada el conjunto impidiendo la entrada de aire, favorecen un ahorro en el gasto de ferrosilicio, fácilmente oxidable.

- El papel del ferrosilicio es evitar lo más posible que se formen aleaciones Fe-Sn; como el estudio del diagrama ternario Sn, Fe, Si, indica que el Sn es sólo ligeramente soluble —del orden del 4 por ciento— en una aleación Fe-Si con 25 por ciento de Si, se calcula la cantidad inicial de forma que, partiendo de un ferrosilicio con 75 % Si y 25 % Fe, después de arrastrar el Fe contenido en la mezcla, introducido en mineral y piritas, su composición final sea de 25 % Si y 75 % Fe.
- La piritas sufre una transformación antes de llegar a la temperatura de volatilización del SnS, y proporciona las cantidades necesarias de FeS para reaccionar con el SnO y dar el SnS, que se disocia en la cámara de expansión en SO_2 y SnO_2 , para ser enfriados en la torre y separados en el filtro.
- La cantidad de caliza de la mezcla ha de proporcionar una escoria fluida, fácil de sangrar, aproximadamente de 36 % SiO_2 y 23 % CaO.

4.- FORMACION DE LAS MEZCLAS

En primer lugar, se ajustan las cantidades de entrada de forma que, para un total de 750 kg, obligados por la capacidad del horno utilizado, se obtenga la ley deseada.

Así, por ejemplo, en la mezcla nº 2, de la que se incluyen algunos datos, partiendo de 150 kg de cada uno de los lotes “escoria” y “Penouta-B”:

	<u>kg lote</u>	<u>Sn</u>	<u>Fe</u>	<u>SiO_2</u>	<u>CaO</u>	<u>R.O.</u>
Escoria	150	6,48	9,05	51,66	27,06	40,8
Penouta B	150	14,62	0,7	88,32	—	42,1
Golpejas	450-x = 287	38,92	7,78	63,37	35,85	127,3
Penouta A	x = 163	89,86	2,12	16,56	—	29,29
	<u>750</u>	<u>149,78</u>	<u>19,65</u>	<u>219,91</u>	<u>62,91</u>	<u>239,49</u>

$$20 = \frac{150 \cdot 4,32 + 150 \cdot 9,75 + (450 - x) 13,56 + 55,13 \cdot x}{750}$$

En el Cuadro III, se expresan las composiciones de las mezclas; en realidad hay dos operaciones, arranque y fusión de escorias, antes de iniciar la prueba propiamente dicha, con el fin de preparar la solera y estudiar el comportamiento de la instalación.

Todas las mezclas tienen 750 kg de mineral, ajustado a las especificaciones de ley prevista. Se incluyen pesos y leyes de cada lote y del total, así como los contenidos en Sn y Fe que sirven de base a los cálculos.

En principio, la prueba se iba a realizar con mezclas del 20 % Sn, que se consideró lo más conveniente para la instalación. Después de las primeras experiencias, que se estimaron satisfactorias, se probó con otras leyes del 10, 15 y 25 por ciento en Sn.

5.- CONSUMO Y COSTOS

Se incluyen los datos en este informe para que quede constancia de ellos, pero sin ninguna pretensión de presentar un balance económico. El objetivo era conseguir la volatilización del estaño, y a él se han subordinado los consumos de energía y materiales y la utilización de personal.

5.1.- ENERGIA

En el Cuadro IV, se han desglosado por operación y por secciones de la planta empleada.

5.1.1.- Horno

Representa el gasto mayor de energía en el conjunto de la consumida, aproximadamente el 70 %; evidentemente hay pérdidas entre cada sangría y la carga siguiente del horno.

5.1.2.- Soplante

El sistema de aspiración también se proyectó con exceso de potencia, con el fin de que en ningún momento se produjeran presiones peligrosas y obstrucciones, y también para evitar la salida de gases por las aberturas de la tapa del horno (entrada de mineral y electrodos).

La rotura de una correa de la transmisión, que había sido prevista y se substituyó en pocos minutos, fue la única avería registrada.

5.1.3.- Resistencias

Han consumido, aproximadamente, el 21 % de la energía total utilizada; su funciona-

miento ha sido casi continuo, y junto con la válvula de entrada de aire frío, han mantenido la temperatura apropiada de SO_2 y SnO_2 en el filtro, de forma que las mangas no se deterioraran ni por ataque de ácido ni por excesivo calor.

De hecho, sólo se han utilizado dos cámaras de las cinco de que consta el filtro, y las mangas, después de sacudidas y lavadas, se han almacenado en perfectas condiciones.

5.1.4. – Varios

En este concepto, se incluyen todos los elementos menores, como sistema de carga, motor del sinfín y otros, cuyo consumo de energía no llega a alcanzar el uno por ciento del total.

5.2. – MATERIALES DE CONSUMO

Se incluyen los componentes para preparar las mezclas y también los electrodos.

De continuar las pruebas, los electrodos habrían podido utilizarse, pero la pérdida de sección los dejó sin valor para nuevos trabajos; por eso su consumo ha sido alto.

En cuanto a los otros componentes, necesarios para preparar las mezclas, su gasto es correcto, porque prácticamente se ha ajustado a las relaciones estequiométricas.

5.3. – PERSONAL

Aunque en el contrato de reparación y puesta a punto de la planta con la empresa SAMPEDRO se incluía el compromiso de asistencia durante la prueba, por si se producía cualquier avería, se consideró conveniente subordinar la utilización de personal excesivo a las máximas seguridades de realización de la prueba.

Por esta razón, se mantuvo constantemente un equipo compuesto por un Jefe de Fábrica, un capataz y dos especialistas, además de otro personal para hacer las mezclas, transporte y cargas.

6. – RESULTADOS

En primer lugar, hay que señalar que no se ha perdido estaño por la chimenea; así lo indica el informe de la Unidad de Medio Ambiente de ADARO.

Teniendo esto en cuenta, se ha considerado correcto hacer un balance indirecto de re-

cuperación de metal, tal como estaba previsto en el proyecto, por diferencia entre el peso de estaño entrado en cada carga, y el contenido en escorias, ferrosilicio de salida y matas cuando se han formado.

Las recuperaciones mayores se han obtenido en mezclas con leyes del 20 ‰ Sn; esto no se interpreta en el sentido de que esta ley del 20 ‰ Sn sea la más aconsejable, sino solamente que lo es para la instalación que se ha utilizado.

Las operaciones, en cada una de las cuales se han cargado 750 kg de mezcla de minerales, se indican seguidamente.

PRUEBA NUMERO	LEY Sn ‰	Nº DE CARGAS	kg Sn POR CARGA
1	20	6	150
2	10	4	75
3	15	4	112,5
4	25	4	187,5

Los polvos de estaño recogidos a la salida del filtro han dado leyes del 68,05 ‰ Sn y 0,25 ‰ Fe; los recuperados en la limpieza de la instalación, que incluían laminillas de chatarra bajaron a 57,83 ‰ Sn.

Según lo expuesto, se detalla a continuación el balance de pérdidas y recuperación de dos operaciones, comprendidas entre las consideradas más y menos favorables respectivamente.

Entrada Estaño contenido	CARGA 3 20 ‰ Sn			CARGA 15 25 ‰ Sn		
	150 kg Sn			187,73 kg Sn		
Salidas Ferrosilicio	107 kg	1,66 ‰ Sn 77,88 ‰ Fe	1,79 kg Sn	103 kg	5,30 ‰ Sn 71,72 ‰ Fe	5,46 kg Sn
Escorias	660 kg	0,40 ‰ Sn 2,20 ‰ Fe	2,64 kg Sn	635 kg	0,8 ‰ Sn 1,37 ‰ Fe	5,08 kg Sn
Matas	—		—	52 kg	12,03 ‰ Sn 58,52 ‰ Fe 28,16 ‰ S	6,25 kg Sn
kg Sn perdidos	—		4,43 kg		—	16,79 kg Sn
Pérdida ‰	<u>4,43</u> 149,88		2,95 ‰	<u>16,79</u> 187,73		8,94 ‰
kg Sn recuperados	214 kg	68,05 Sn 0,25 Fe	145,5 kg Sn	251,2 kg	68,05 Sn 0,25 Fe	170,9 kg Sn
Recuperación ‰			97,05 ‰			91,06 ‰

Hasta la cuarta operación, que fue la de resultados mejores, (carga n° 4 con ley 20 ‰ Sn) no se observó formación de matas, y se pudieron analizar, por buena diferenciación, ferrosilicio de salida y escorias.

En la quinta (carga n° 5 con ley 20 ‰ Sn), y con la misma mezcla que la anterior, se añadió un exceso de pirita. Se obtuvo una mata diferenciada y, obviamente, una recuperación mucho más baja.

Entrada	CARGA 4 20 ‰ Sn			CARGA 5 20 ‰ Sn		
			150 kg Sn 189 kg Py		(+ 30)	150 kg Sn 219 kg Py
Estaño contenido Pirita contenida						
Salidas						
Ferrosilicio	114 kg	1,36 ‰ Sn 78,76 ‰ Fe	1,55 kg Sn	82 kg	1,36 ‰ Sn 76,12 ‰ Fe	1,11 kg Sn
Escorias	610 kg	0,3 ‰ Sn - ‰ Fe	1,83 kg Sn	770 kg	0,50 ‰ Sn 1,26 ‰ Fe	3,85 kg Sn
Matas	-	-	-	41 kg	63 ‰ Sn 59,40 ‰ Fe 27,47 ‰ S	2,58 kg Sn
kg Sn perdidos			3,38 kg Sn		-	7,54 kg Sn
Pérdida ‰			2,25 ‰			5,03 ‰
kg Sn recuperados			146,62 kg Sn			142,46 kg Sn
Recuperación ‰			97,75 ‰			94,97 ‰

Cuando no se han producido matas, la separación entre escoria y ferrosilicio enfriados en el crisol no presentó dificultades; no así con la presencia de matas, caso en el que, quizá por falta de experiencia, no se pudieron encontrar superficies de separación, lo que hacía muy difícil y poco fiable la toma de muestras. Por otra parte, la formación de droplets (bolitas de estaño metal) añadía un grado más de dificultad.

Se desistió de la primitiva idea de dar los datos de cada colada —aunque se han realizado análisis, sólo son fiables los de escorias— y sustituirlos por los totales, en los procedentes de los crisoles obtenidos y que se denominaron “ferrosilicio + matas” y “escorias + matas”.

De esta manera, conocido el estaño contenido en cada lote, se ha establecido un balance total de las operaciones realizadas, según se expone a continuación.

ENTRADA

— En las 18 cargas efectuadas 2.400 kg Sn contenido

SALIDA

Polvos

– Directamente a envase	2.299 kg	
– Limpieza de mangas	40 kg	
	<u>2.339 kg</u>	(68,05 ‰ Sn) 1.591,69 kg Sn
– Limpieza de aparatos.	698 kg	(57,83 ‰ Sn) 403,65 kg Sn
(sale con láminas de chatarra)		
TOTAL		1.995,34 kg Sn

Ferrosilicio + matas

Separado en cada colada	1.940 kg	(11,5 ‰ Sn) 223,1 kg Sn
– Por método convencional, se recuperaría la mitad, ya que tiene 9,83 ‰ S y provocaría volatilización.		
– En volatilización se recuperaría, al menos, el 90 ‰.		

Escorias + matas

Separado en cada colada	12.406 kg	(1,08 ‰ Sn) 134 kg Sn
– Es irrecuperable económicamente, y es la pérdida real, que quizá disminuiría en régimen continuo.		

Retenido en el sistema

2.400 – (1.995,34 + 223,1 + 134)		47,56 kg Sn
– No se habría perdido en régimen continuo.		

BALANCE CONSIDERADO

Recuperación mínima (‰)

$$\frac{1.995,34 + 223,1 \times 0,90 + 47,56}{2.400} = \frac{2.243,69}{2.400} = 93,5 \text{ ‰}$$

Pérdidas (°/o)

$$\frac{223,1 \times 0,1 + 134}{2.400} = \frac{156,31}{2.400} = 6,5 \text{ °/o}$$

7.- RESUMEN Y PROPUESTAS

Con las pruebas realizadas se ha comprobado la bondad del método de volatilización en el aspecto técnico:

- Se ha llegado a una recuperación media del 94 °/o, que puede llegar al 97 °/o con las mezclas más favorables para la instalación, evitando la formación de matas, corrigiendo en base a la experiencia.
- Las leyes de los polvos son superiores al 68 °/o Sn, leyes que podrían elevarse en 1 ó 2 puntos consiguiendo piritas sin elementos volatizables conjuntamente con el estaño.
- Las escorias con contenidos del 0,3 °/o Sn pueden considerarse como agotadas.

Todas estas cifras son semejantes a las teóricas obtenidas en la planta de Oruro.

Por supuesto hay que emplear piritas escogidas, para elevar las leyes de los polvos y evitar penalizaciones por presencia de elementos extraños, y buscar, en marcha más completa, las condiciones óptimas, para no producir matas; en el caso del ferrosilicio, si se emplea, ajustar los componentes de la mezcla para que los contenidos de estaño en las "cabezas duras" sean mínimos.

- Queda por realizar la visita a una planta pequeña en Bolivia. En España, se considera suficiente la implantación de una instalación que, partiendo de minerales de baja ley, sea capaz de producir casiterita sintética con contenidos anuales del orden de 1.200 t Sn.

Con el estudio de dicha planta, se conocerían los costos totales de enriquecimiento de minerales de leyes bajas, hasta llegar a concentraciones favorables para la reducción, y comparar estos costos, y las recuperaciones obtenidas, con las cifras correspondientes a una concentración por los métodos gravimétricos convencionales. Este trabajo podría ser realizado por la Unidad de Mineralurgia de la EMPRESA NACIONAL ADARO, con experiencia en el tema de lavaderos.

- Antes de tomar la decisión de construir la planta, si los estudios anteriores lo aconsejan, hay que hacer un estudio de mercado, y asegurar el abastecimiento. Para ello, quizá fuera positivo implicar en el tema, mediante una participación, a productores extranjeros.

8.- DOCUMENTACION GRAFICA

8.1.- FIGURAS

FIGURA 1: Esquema de la instalación.

FIGURA 2: Resumen de la marcha del proceso.

8.2.- CUADROS

CUADRO I: Procedencias y leyes de materiales de entrada.

CUADRO II: Pesos y contenidos de minerales utilizados, con valores estimados.

CUADRO III: Composiciones de mezclas. Operaciones realizadas.

CUADRO IV: Consumos y valores de energía.

CUADRO V: Gastos de materiales de mezcla.

8.3.- FOTOGRAFIAS

- 1.- Conjunto torre refrigeración, caseta del filtro y chimeneas de salida de gases, antes de iniciar el proyecto.
- 2.- Torre de refrigeración abatida, en reparación.
- 3.- Horno y cámara de expansión.
- 4.- Fondo del filtro de mangas, antes de ser reparado.
- 5.- Acopio de materiales.
- 6.- Homogeneización de mezcla.
- 7.- Carga a horno.
- 8.- Sangría a escorias y ferrosilicio pobre.
- 9.- Crisol para sangría.
- 10.- Transporte de materiales recogidos de crisol.
- 11.- Silo de materiales de sangría enfriados.
- 12.- Muestra de mata y ferrosilicio, una vez separada la escoria.
- 13.- Recogida de polvos en el tolvín de doble entrada.
- 14.- Soplante utilizada e inicio de chimenea.
- 15.- Control de polvos y humos de salida.

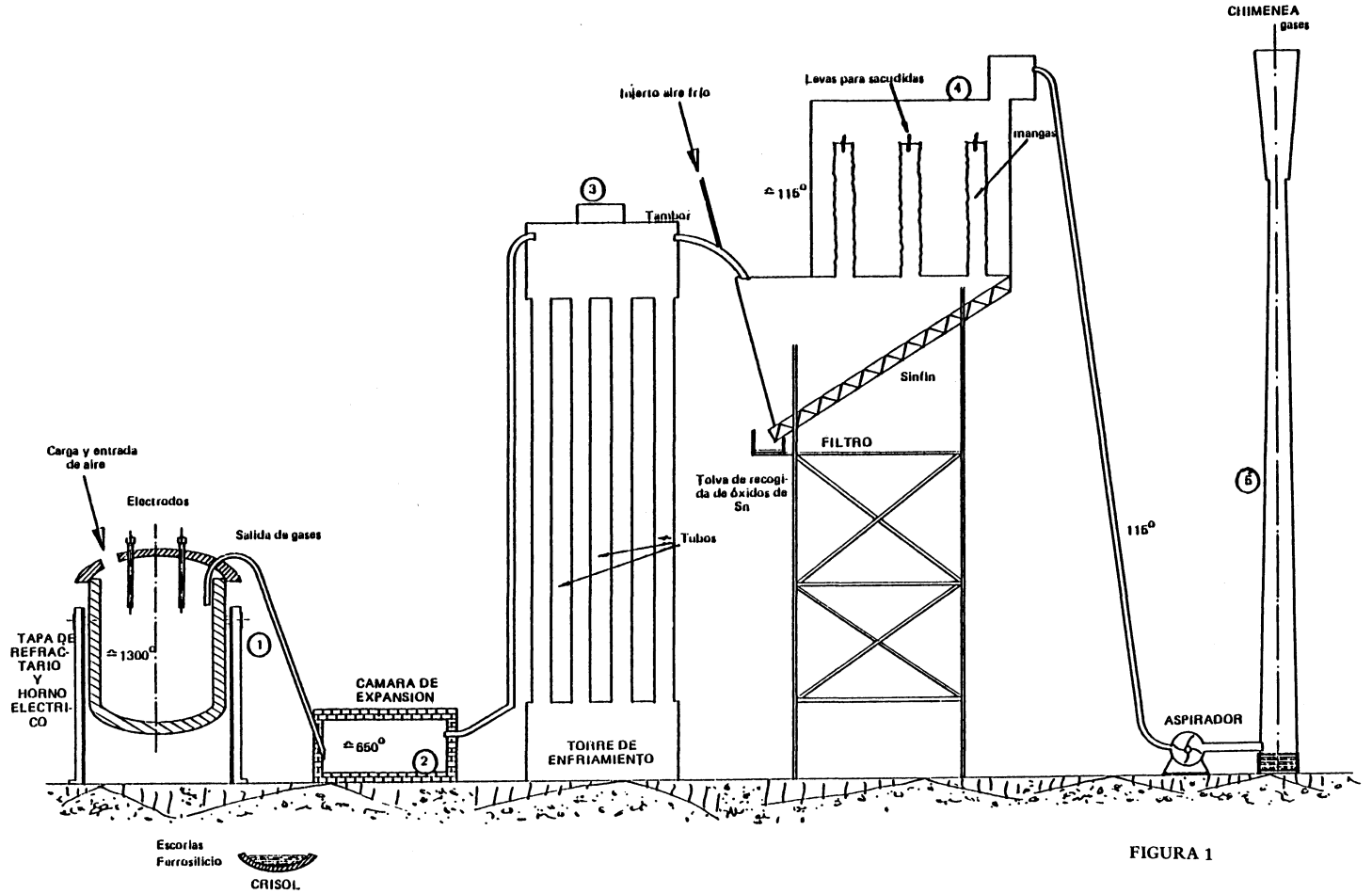


FIGURA 1

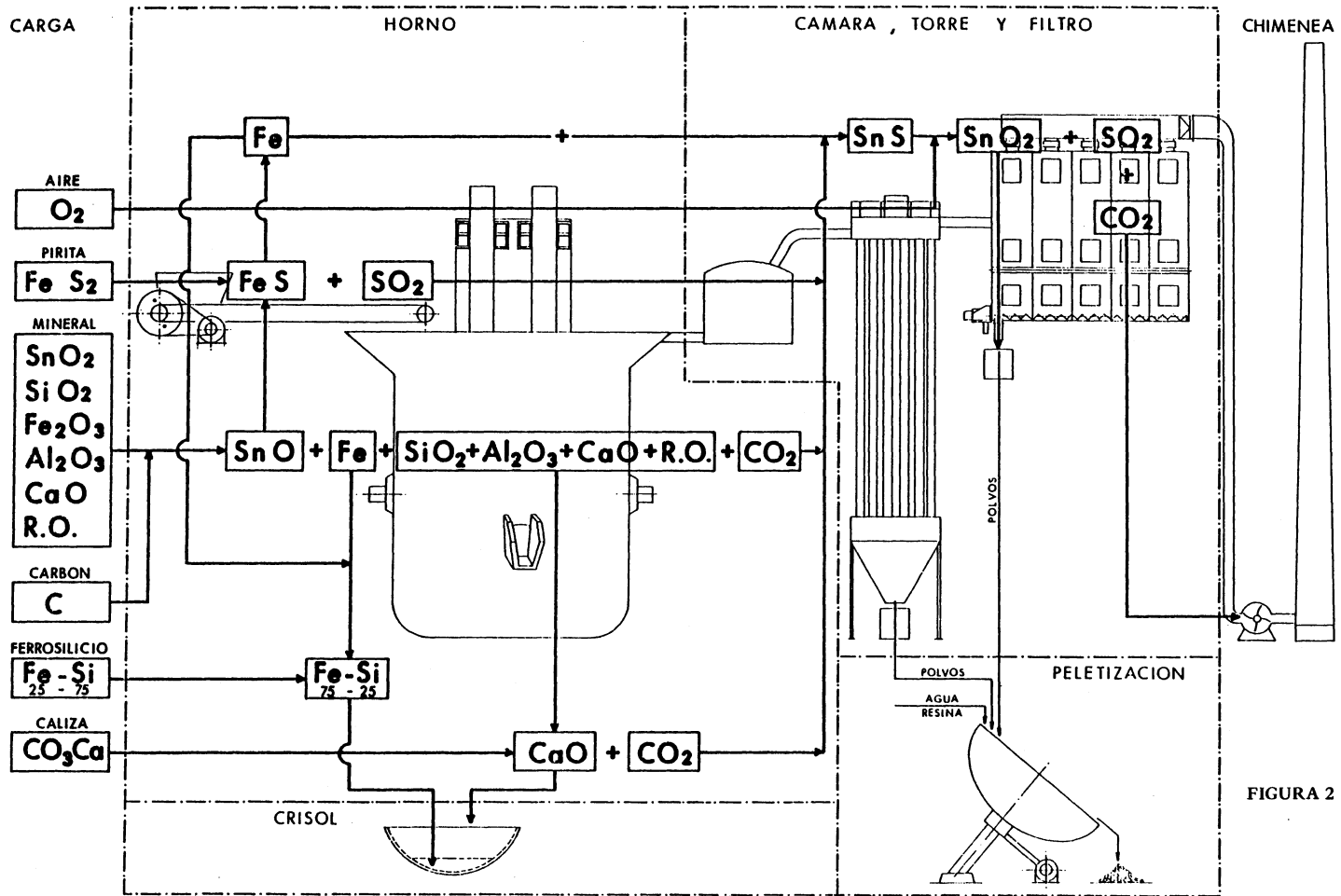


FIGURA 2

CUADRO I.- MATERIALES DE ENTRADA

. LEYES %

MATERIAL	Sn	Fe	SiO ₂	CaO	Pb	As	S	Sb	R.O.*	HUMEDAD	PESO Kg
MIDUESA	13,56	2,71	22,08	12,49	—	0,043	0,41	0,03	44,35	—	5.944
PENOUTA A	55,13	1,30	10,16	—	—	0,006	—	—	17,97	0,17	3.200
PENOUTA B	9,75	0,47	58,88	—	—	0,003	—	—	28,07	—	7.452
ESCORIA MNSA	4,32	6,03	34,44	18,04 (con NaO)					34,92	—	3.206
PIRITA SMMPE	—	36,40	1,47	—	1,46	0,440	46,80	0,10	3,60 (Zn)	8,15	3.080
FERROSILICIO	—	23,13	76,00 (Si)	0,40 (Ca)	—	0,001	—				

* R.O. Restos Oxidos

En mineral: R.O. = $100 - (\text{Sn O}_2 + \text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Si O}_2 + \text{Ca O})$ En escoria: R.O. = $100 - (\text{Sn O} + \text{Fe O} + \text{Si O}_2 + \text{Ca O})$

CUADRO II. – PRUEBAS DE VOLATILIZACION DE ESTAÑO

Consumos de Minerales

Kg LEY Sn ‰	Kg Sn Contenido Valores x 10 ³ pta
----------------	--

	ENTRADA		MUESTRAS		PROCESADO		TOTAL UTILIZADO		RESTO	
GOLPEJAS	5.944	806	30	4	5.886	798	5.916	802	28	4
	13,56 ‰	830		4		822		826		4
PENOUTA A	3.200	1.764	30	17	2.277	1.255	2.307	1.272	893	492
	55,13 ‰	3.634		35		2.585		2.620		1.014
PENOUTA B	7.452	727	30	3	2.131	208	2.161	211	5.291	516
	9,75 ‰	749		3		214		217		532
ESCORIAS	3.236	140	30	1	3.206	139	3.236	140	-	-
	4,32 ‰	73		0,5		72,5		73		-
TOTAL		3.437	120	25	13.500	2.400	13.620	2.425		1.012
		5.286		42,5		3.693,5		3.736		1.550

CUADRO III.- VOLATILIZACION

CONTROLES DE ENTRADA

NUM. LEY	
COLADA	Sn
Kg	Sn Kg
LOTE	Fe Kg

MATERIAL	ARRANQUE	0 4,32 0/0		1 20 0/0		2 20 0/0		3 20 0/0		4 20 0/0		5 20 0/0		6 20 0/0	
ESCORIA		1.000		100	4,32	150	6,48	150	6,48	150	6,48	150	6,48	150	6,48
					6,03		9,06		9,05		9,05		9,05		9,05
GOLPEJAS				293	39,73	287	38,92	287	38,92	287	38,92	287	38,92	287	38,92
					7,94		7,78		7,78		7,78		7,78		7,78
PENOUTA A				157	86,56	163	89,86	163	89,86	163	89,86	163	89,86	163	89,86
					2,04		2,12		2,12		2,12		2,12		2,12
PENOUTA B				200	19,50	160	14,62	150	14,62	160	14,62	150	14,62	150	14,62
					0,94		0,70		0,70		0,70		0,70		0,70
PIRITA				188		189		189		189		219		219	
					62,97		63,12		63,12		63,12		73,22		73,22
FERROSILICIO				110		55		55		55		60		60	
					25,44		12,72		12,72		12,72		13,88		13,88
CALIZA				200		133		133		133		133		133	
CARBON				100		100		100		100		100		100	
TOTAL		1.000		1.348	150,1	1.227	149,88	1.227	149,88	1.227	149,88	1.262	149,88	1.262	149,88
					105,36		95,49		95,49		95,49		106,75		106,75

V O L A T I L I Z A C I O N

C O N T R O L E S D E E N T R A D A

NUM. LEY	
COLADA	Sn
Kg	Sn Kg
LOTE	Fe Kg

MATERIAL	7 10 °/o		8 10 °/o		9 10 °/o		10 10 °/o		11 15 °/o		12 15 °/o		13 15 °/o		14 15 °/o	
ESCORIA	289	12,48	289	12,48	289	12,48	289	12,48	200	8,64	200	8,64	200	8,64	-	-
		17,42		17,42		17,42		17,42		12,03		12,03		12,03		-
GOLPEJAS	461	62,51	461	62,51	461	62,51	461	62,51	316	42,85	316	42,85	316	42,85	506	68,60
		12,49		12,49		12,49		12,49		8,56		8,56		8,56		13,71
PENOUTA A	-		-		-		-		84	46,30	84	46,30	84	46,30	44	24,26
										1,09		1,09		1,09		0,57
PENOUTA B	-		-		-		-		150	14,62	150	14,62	150	14,62	200	19,50
										0,70		0,70		0,70		0,94
PIRITA	95		95		95		95		142		142		142		142	
		31,76		31,76		31,76		31,76		47,47		47,47		47,47		47,47
FERROSILICIO	35		35		35		35		40		40		40		35	
		8,10		8,10		8,10		8,10		9,25		9,25		9,25		8,10
CALIZA	70		70		70		70		130		130		130		185	
CARBON	60		60		60		60		80		80		80		80	
TOTAL	1.010	74,99	1.010	74,99	1.010	74,99	1.010	74,99	1.142	112,41	1.142	112,41	1.142	112,41	1.192	112,36
		69,77		69,77		69,77		69,77		79,12		79,12		79,12		70,79

V O L A T I L I Z A C I O NCONTROLES DE ENTRADA

NUM. LEY	
COLADA	Sn
Kg	Sn Kg
LOTE	Fe Kg

MATERIAL	15 25 0/0		16 25 0/0		17 25 0/0		18 25 0/0		TOTAL A VOLATILIZACION	
	ESCORIA	200	8,64 12,06	200	8,64 12,06	—	—	200	8,64 12,06	3.206
GOLPEJAS	220	29,83 5,96	220	29,83 5,96	420	56,95 11,38	—	—	5.886	798,14 159,51
PENOUTA A	258	142,24 3,35	258	142,24 3,35	217	119,63 2,82	276	152,16 3,59	2.277	1.255,31 29,60
PENOUTA B	72	7,02 0,34	72	7,02 0,34	113	11,00 0,53	274	26,72 1,29	2.131	207,77 10,02
PIRITA	235	78,57	235	78,57	235	78,57	235	78,57	3.081	1.030,00
FERROSILICIO	40	9,25	40	9,25	37	8,55	50	11,57	857	198,22
CALIZA	130		130		150		210		2.340	
CARBON	120		120		115		115		1.630	
TOTAL	1.275	187,73 109,53	1.275	187,73 109,53	1.287	187,58 101,85	1.360	187,52 107,08	21.408	2.400,00 1.620,00

CUADRO IV.- CONSUMOS Y COSTOS DE ENERGIA

Nº COLADA		°/o Sn
Kw h	Pta.	

	ARRANQUE		0 4,32 °/o		1 20 °/o		2 20 °/o		3 20 °/o		4 20 °/o		5 20 °/o	
HORNO	2.100	17.850	1.750	14.875	1.100	9.360	1.020	8.670	1.020	8.670	970	8.245	1.200	10.200
SOPLANTE	144	1.224	92	782	152	1.292	126	1.071	138	1.173	140	1.190	166	1.411
RESISTENCIAS	346	2.941	222	1.887	366	3.111	300	2.650	332	2.822	334	2.839	400	3.400
VARIOS (*)	8	68	6	51	10	85	8	68	10	85	10	85	12	102
TOTAL	2.598	22.083	2.070	17.595	1.628	13.838	1.454	12.359	1.500	12.760	1.454	12.359	1.778	15.113

(*) Filtro (lavas, sinfin), cargadora, iluminación, puente grúa, maniobras electrodos.

Precio: 8,5 pta/kw h

CUADRO V.- OTROS GASTOS DE MATERIAL

Kg	Pta.
----	------

	ARRANQUE		0 4,32 °/o		1 20 °/o		2 20 °/o		3 20 °/o		4 20 °/o		5 20 °/o	
ELECTRODOS	—	—	14	4.900	23	8.050	18	6.300	20	7.000	21	7.350	25	8.750
CALIZA					200	360	133	233	133	233	133	233	133	233
CARBON					100	1.600	100	1.600	100	1.600	100	1.600	100	1.600
FERROSILICIO					110	12.100	55	6.050	55	6.050	55	6.050	60	6.600
PIRITA (**)					188	2.441	189	2.454	189	2.453	189	2.454	219	2.843
VALOR TOTAL				4.900		24.541		16.637		17.336		17.687		20.026

(**) Sólo gastos de transporte.

CONSUMOS Y COSTOS DE ENERGIA

N° COLADA		°/o Sn	
Kw h	Pta.		

	6	20 °/o	7	10 °/o	8	10 °/o	9	10 °/o	10	10 °/o	11	15 °/o	12	15 °/o
HORNO	950	8.076	1.040	8.840	650	5.625	790	6.715	820	6.970	640	5.440	940	7.990
SOPLANTE	140	1.190	110	935	112	952	110	935	112	952	152	1.292	110	935
RESISTENCIAS	334	2.839	266	2.261	266	2.261	268	2.278	266	2.261	368	3.128	266	2.261
VARIOS (*)	10	85	8	68	6	51	8	68	6	51	10	85	8	68
TOTAL	1.434	12.189	1.424	12.104	1.034	8.789	1.176	9.996	1.204	10.234	1.170	9.945	1.324	11.254

(*) Filtro (levas, sinfín), cargadora, iluminación, puente grúa, maniobras electrodos.

Precio: 8,5 pta/kw h

OTROS GASTOS DE MATERIAL

Kg	Pta.
----	------

	6	20 °/o	7	10 °/o	8	10 °/o	9	10 °/o	10	10 °/o	11	15 °/o	12	15 °/o
ELECTRODOS	21	7.350	16	5.600	17	5.950	16	5.600	17	5.950	22	7.700	16	5.600
CALIZA	133	232	70	122	70	123	70	122	70	123	130	227	130	228
CARBON	100	1.600	60	960	60	960	60	960	60	960	80	1.280	80	1.280
FERROSILICIO	60	6.600	35	3.850	35	3.850	35	3.850	35	3.850	40	4.400	40	4.400
PIRITA (**)	219	2.843	95	1.233	95	1.233	95	1.233	95	1.234	142	1.843	142	1.844
VALOR TOTAL		18.625		11.765		12.116		11.765		12.117		15.450		13.352

(**) Sólo gastos de transporte.

CONSUMOS Y COSTOS DE ENERGIA

Nº COLADA	º/o Sn
Kw h	Pta.

	13	15 º/o	14	15 º/o	15	25 º/o	16	25 º/o	17	25 º/o	18	25 º/o	TOTAL	
HORNO	840	7.140	1.060	9.010	1.000	8.500	860	7.225	1.000	8.500	970	8.245	20.710	176.035
SOPLANTE	126	1.071	194	1.649	110	935	126	1.071	154	1.309	168	1.428	2.680	22.780
RESISTENCIAS	300	2.560	466	3.961	266	2.261	300	2.550	366	3.111	400	3.400	6.432	54.672
VARIOS (*)	8	68	12	102	8	68	8	68	10	85	12	102	178	1.513
TOTAL	1.274	10.829	1.732	14.722	1.384	11.764	1.284	10.914	1.530	13.005	1.550	13.175	30.000	255.000

(*) Filtro (lavas, sínfin), cargadora, iluminación, puente grúa, maniobras electrodos.

Precio: 8,5 pta/kw h

OTROS GASTOS DE MATERIAL

Kg	Pta.
----	------

	13	15 º/o	14	15 º/o	15	25 º/o	16	25 º/o	17	25 º/o	18	25 º/o	TOTAL	
ELECTRODOS	18	6.300	29	10.150	16	5.600	18	6.300	23	8.050	25	8.750	375	131.250
CALIZA	130	227	185	324	130	228	130	227	160	263	210	367	2.340	4.095
CARBON	80	1.280	80	1.280	120	1.920	120	1.920	115	1.840	115	1.840	1.630	26.080
FERROSILICIO	40	4.400	35	3.850	40	4.400	40	4.400	37	4.070	50	5.500	857	94.270
PIRITA (**)	142	1.843	142	1.844	235	3.051	235	3.051	235	3.051	235	3.051	3.081	40.000
VALOR TOTAL		14.050		17.448		15.199		15.898		17.274		19.508		295.695

(**) Sólo gastos de transporte.

