

DATOS PARA EL ESTUDIO PREVIO DE UNA PLANTA DE VOLATILIZACION DE ESTAÑO

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



Resumen

En los últimos años, se han presentado en estas Reuniones tres trabajos sobre el tema de la VOLATILIZACION DEL ESTAÑO: Ideas generales, Propuesta para realización de una prueba y Resultados de ésta.

Con esta comunicación, se pretende dar un nuevo paso, intentando, una vez definida la escala de la planta, aproximarse a las condiciones de funcionamiento en régimen normal, y adelantar un esbozo de su viabilidad económica.

Abstract

During the last years, three papers on the subject of VOLATILIZATION OF TIN have been presented in these meetings. These were, General ideas, Proporsal for the fulfilment of a test and Results of this test.

With this paper a step forward is intended, trying, once the scale of the plan were established, to reproduce the conditions of a standard operation, and to avance a scheme of its economic feasibility.

1.- ANTECEDENTES

Hace unos 15 años, METALURGICA DEL NOROESTE, S.A., pretendió adelantarse en el campo de la volatilización del estaño montando una planta de grandes dimensiones, según un proyecto presentado por HUMBOLDT WEDAG.

Cuando, en 1981, la EMPRESA NACIONAL ADARO, empieza a recabar información sobre el tema, se llega a la conclusión de que la escala de la planta ha de ser mucho más modesta, pero suficiente como para intentar con ella la reactivación de la minería del estaño en España.

En Junio de 1.984, se realizan pruebas de volatilización de estaño, con minerales de leyes 10, 15, 20 y 25 por ciento de estaño contenido; al resultar positivas, se propone un estudio de comparación de costo y recuperaciones de los métodos de gravimetría y volatilización, y otro de escala de la planta.

1.1.— SITUACION ACTUAL

Las condiciones en que se desenvuelven las fundiciones de estaño en España son muy precarias. Ello se debe a tres causas fundamentales:

- Sobredimensionado de las instalaciones, capaces de producir más del 400 por ciento de las necesidades del mercado interior.
- La producción interior de minerales, con recuperaciones muy bajas en general, se sitúa, aproximadamente, en la sexta parte de las necesidades de metal, lo que obliga a la importación, con dificultades de adquisición en el mercado exterior, de partidas de minerales para cubrir el déficit.
- Las Empresas con grandes consumos de estaño necesitan asegurar su suministro para un año; como las fundiciones no tienen suficientes posibilidades económicas, aquéllas acaban importando metal.

1.2.— METALURGIA CONVENCIONAL

La obtención de estaño a partir de minerales de casiterita es fácil; gracias a ello, la Humanidad consiguió, con el bronce, salir realmente de la Edad de Piedra.

Pero una fusión sencilla no conlleva una recuperación alta; lo demuestra el hecho de que las escorias se reciclan, y pocas veces se eliminan de los activos, con la esperanza de poder recuperar una parte de los metales contenidos.

Fundamentalmente, el procedimiento ha cambiado poco a través de los tiempos; en una primera etapa, se procura reducir el estaño que sea posible sin que lo hagan a la vez los acompañantes; las escorias obtenidas, ricas en estaño, se funden de nuevo, esta vez con exceso de carbón, obteniéndose aleaciones estaño-hierro, "cabezas duras", que reciclan, dando, como rechazo, una "escoria pobre" —1 a 3 0/0 de Sn— que, a pesar de tener leyes más altas que un excepcional yacimiento primario, hay que almacenar en escombreras.

Con la volatilización, las escorias ricas, en vez de entrar a nueva fusión, pasarían al horno fuming; obteniéndose metal y escorias desechables, con contenidos diez veces menores,

en estaño, consiguiéndose así una mayor recuperación del metal.

2.- DIMENSIONADO DE LA PLANTA

Para definir la escala, se parte de los siguientes puntos:

- Consumo anual del estaño en España: 4.500 t
- Número de fundiciones: Dos, con capacidad de 2.250 t/año
- Incidencia de la nueva tecnología: del orden de la mitad de la producción de una de las fundiciones, 1.125 t/año contenidas en pellets procedentes de volatilización de minerales de baja ley y de escorias pobres.
- Ley de entrada a ciclón: 20 % Sn, ya que, en las pruebas realizadas, ha dado el mejor rendimiento, 97 % de recuperación, y leyes superiores al 68 por ciento en Sn.
- Ley de entrada a fuming: 10 % Sn, según la marcha de las plantas bolivianas, que trabajan entre un 7-13 %.
- Materiales de entrada:

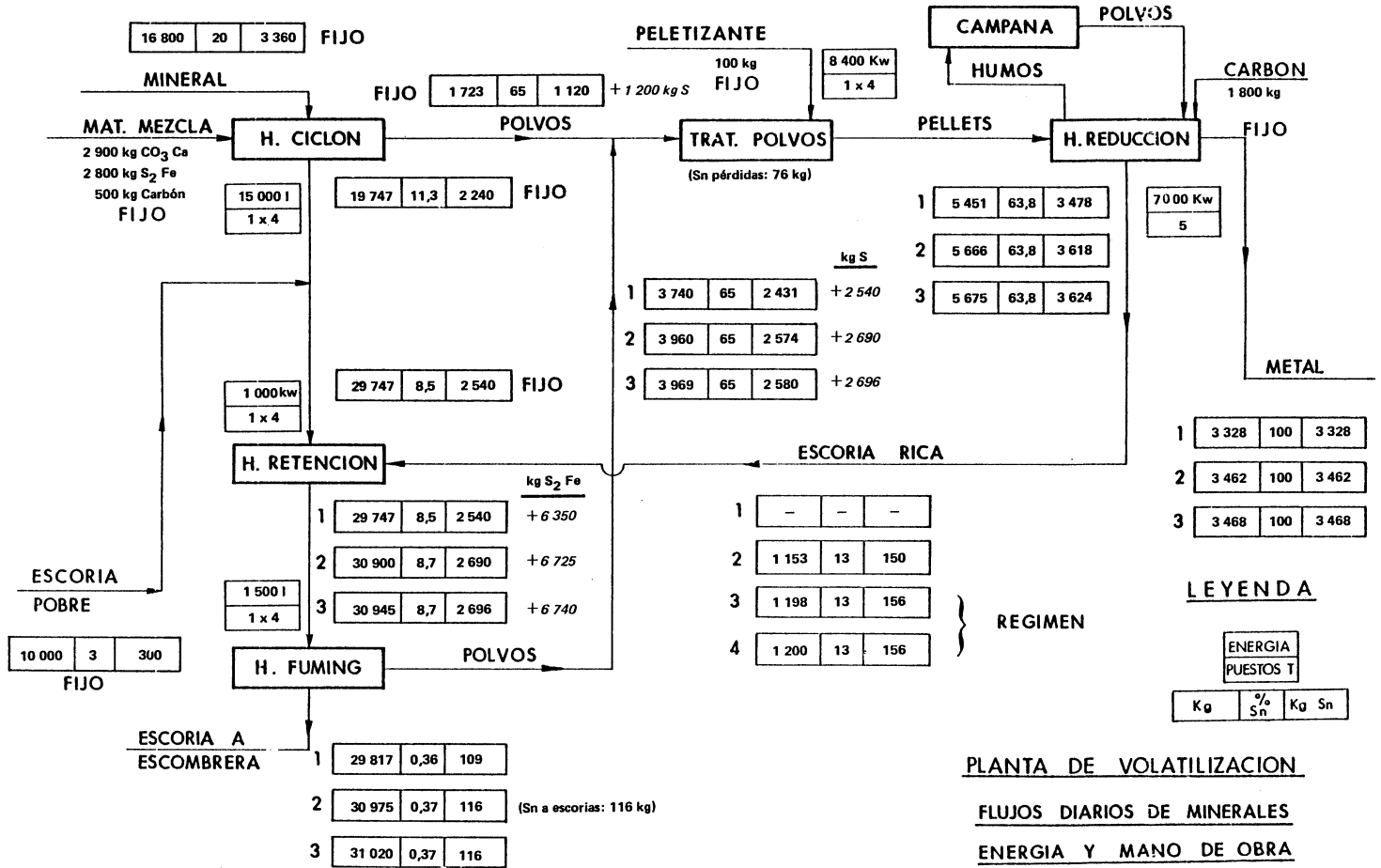
5.000 t de minerales con 20 % Sn	1.000 t Sn	} 1.090 t Sn
3.000 t de escorias con 3 % Sn	90 t Sn	

3.- MARCHA DEL PROCESO

Como se indica en el esquema de la FIG-1, las unidades fundamentales, hornos ciclón y fuming, tienen que complementarse con un horno de reducción convencional.

El horno ciclón tiene un doble objetivo: volatilizar parte —aproximadamente un tercio— del estaño contenido en la entrada, y fundir el resto para que pase al fuming en forma de escoria rica.

Con un tonelaje anual de 5.000 t a tratar, y suponiendo un rendimiento de 24 h por 300 días, se necesita una capacidad horaria de 0,7 t, en primera aproximación.



Para su dimensionado, hay que aplicar:

$$Q \text{ t/h} = 2,4 \quad \Phi^{2,5} \quad \text{diámetro } \Phi = 0,61 \text{ m}$$

de donde, si $Q = 0,7 \text{ t/h}$

$$a/\Phi = 1,7 \quad \text{altura } a = 1,03 \text{ m}$$

El funcionamiento es continuo, y su carcasa, en forma de cuba, está cubierta por una doble pared para su refrigeración por agua; contiene también boquera de entrada para el mineral, y toberas de inyección, situadas tangencialmente, por las que entran el combustible y el aire precalentado a temperatura superior a 450°C , y que alcanzan instantáneamente la del interior del horno, que es de unos 1.400°C .

El agua de refrigeración va a consumir del orden del 18 por ciento de la energía utilizada, que se calcula en $\frac{6501}{0,7 \text{ t}} = 930 \text{ l/t}$.

El gasto de pirita, se calcula en función de $0,6 < \frac{S}{S_n} < 1$.

El horno fuming va a volatilizar el estaño remanente de las escorias que le pasen del horno ciclón, las ricas procedentes del horno de reducción, y otras pobres (sólidas) que puedan estar almacenadas.

La ley de entrada del conjunto debe ser algo superior al 7 ‰, con un máximo del 13 ‰ Sn.

Como se verá después, al considerar el horno de reducción para pellets de volatilización, su capacidad es de unas 40 t/día, con lo que el tamaño es de 1,5 m. Φ y 8 m de altura.

El horno de reducción va a procesar los pellets procedentes del tratamiento de polvos de volatilización, con una ley del orden del 64 ‰ en estaño y exentos de hierro, y con peso inferior a las 6 tm. El único aditivo es el reductor.

Va a producir 3.500 kg de estaño crudo (no se considera la refinación) y 1.200 kg de escoria rica, ley 13 ‰ Sn, que pasarán al fuming.

Para este menester, se contaría con un horno eléctrico de dos electrodos y solera conductora, con una altura de 4,50 m, incluyendo collarines, sección ovalada de ejes 2 y 1,5 m, y distancia entre extremos de eje de giro de 2,25 m.

4.- PERDIDAS

En el supuesto que se hace de 1.090 t de estaño de entrada, con recuperación del 95 0/o, las pérdidas diarias serán:

$$\frac{1.090.000}{300} \times \frac{5}{100} = 182 \text{ kg/día.}$$

Estas pérdidas se van a originar en dos áreas del proceso:

- Contenidos de Sn en escorias de fuming, cuyo tratamiento ya no es rentable.
- Pérdida de polvos, desde que se originan hasta su transformación en pellets.

Como se tienen los datos obtenidos en la prueba realizada en Junio de 1.984, se toman éstos como básicos, ya que, por otra parte, son semejantes a los conocidos de las plantas de volatilización de Bolivia.

Escorias agotadas: 0,3 - 0,4 0/o Sn contenido

Pérdidas en polvo: 2 - 3 0/o de peso

Según esto, y en el plano teórico en que se desarrollan estas notas, es bastante ajustado considerar que, de un total de 5 0/o en pérdidas, éstas se reparten de la siguiente forma: 3/5 (109 kg) en las escorias y 2/5 (73 kg) en los polvos.

Así, en la operación inicial, el fuming dará escorias agotadas con ley 0,35 0/o en Sn y un contenido en este metal de 109 Kg; con lo que el peso de estas escorias será cercano a los 31.000 Kg.

5.- OPERACIONES INICIALES

Se supone que la planta inicia su marcha con carga de mineral y escorias sólidas de ley baja, hasta que el horno de reducción inicie su suministro de escorias ricas, procediendo de los pellets el estaño contenido.

Como base se toman flujos diarios.

5.1.— HORNO CICLON

Su capacidad es de 700 Kg/h de mineral, equivalentes a 16,8 t/d.

MINERAL: $16,8 \text{ t} \times 0,20 = 3,360 \text{ Kg Sn}$.

FUNDENTE: $100 \text{ Kg Cal/t} = 178 \text{ Kg Co}_3 \text{ Ca/t}$

$16,8 \text{ t} \times 178 \text{ kg Co}_3 \text{ Ca/t} = 2990 \text{ kg Co}_3 \text{ Ca}$

PIRITA: En el ciclón se volatiliza sólo la tercera parte del estaño contenido en la entrada, el resto pasará a la escoria de salida.

Con contenido de S del 40 ‰ en la pirita utilizada y 1 Kg S por Kg Sn.

$$1.120 \text{ kg S} \times \frac{100}{40} = 2.800 \text{ kg S}_2 \text{ Fe.}$$

<u>Entrada</u>	<u>Salida Polvos</u>	<u>Salida Escoria</u>
Mineral: 16.800 kg	Polvos (65 ‰ Sn): 1.723 kg	Total: 22.590 kg
Caliza: 2.990 kg	Azufre: 1.120kg	Polvos: 2.843 kg
Pirita: <u>2.800 kg</u>		
Total: .. 22.590 kg	2.843 kg	19.747 kg

(La marcha teórica considerada se resume en la FIG—1 donde van reflejándose resultados diarios, hasta llegar al ciclo normal).

5.2.— HORNO FUMING

Como carga fija, va a recibir 19.747 kg de escoria procedente del ciclón conteniendo 2.240 kg de Sn y 10 t de escorias con ley 3 ‰ de Sn que suponen:

Materiales: 29.747 Kg
 Contenido: 2.240 + 300 = 2.540 kg Sn
 Ley Sn: 8,54 ‰

Bien con horno de retención de escorias o sin él, después de la primera jornada, recibirá también escorias ricas, procedentes de los pellets tratados en el horno de reducción.

$$\text{PIRITAS : } 2.540 \times \frac{100}{40} = 6.350 \text{ Kg}$$

Según se indicó en 2.— PERDIDAS, las escorias agotadas van a contener 109 kg de Sn, con lo que se volatilizarán $2.540 - 109 = 2.431$ kg Sn, con ley 65 °/o, equivalentes a 3.740 kg de polvos.

<u>Entrada</u>	<u>Salida de Pellets y Chimenea</u>	<u>Salida Escoria</u>
Material: .. 29.747 kg	Polvos (65 °/o Sn): 3.740 kg	Total: 36.097 kg
Pirita: <u>6.350 kg</u>	Azufre: <u>2.540 kg</u>	Salida p: <u>6.280 kg</u>
TOTAL: 36.097 kg	6.280 kg	29.817 kg

En los 29.817 kg de escorias, hay 109 kg Sn contenido. Luego la ley es:

$$\frac{109}{29.817} \times 100 = 0,36 \text{ °/o Sn}$$

5.3.— TRATAMIENTO DE POLVOS

Entran: 5.463 kg de polvos con ley 65 °/o Sn ---- 3.551 kg Sn

$$\frac{100 \text{ kg de peletizador}}{5.563 \text{ kg}}$$

Pérdida: 112 kg de polvos con ley 65 °/o Sn ---- - 73 kg Sn

5.451 kg Total 3.478 kg Sn

Ley de los pellets: $\frac{3.478}{5.451} \times 100 = 63,8 \text{ °/o}$

5.4.— HORNO DE REDUCCION

Entran 5.451 kg de pellets, con ley en estaño del 63,8 °/o y un contenido de 3.478 kg Sn.

Una ley en estaño del 63,8 °/o, equivale a $0,638 \times 1,28 = 0,816$ en Sn O₂, y un resto, hasta la unidad, de 0,184 de R.O., (Restos óxidos, supuestos no volátiles).

En 5.451 kg habrá $5.451 \times 0,184 = 1.003$ kg de R.O. que van a constituir el 87 °/o de la escoria, ya que el restante 13 °/o ha de ser Sn.

Escoria total: $\frac{1.003 \times 100}{87} = 1.153$ kg con 150 kg de Sn contenido

Con lo que, en su primera operación, el horno de reducción dará:

$$3.478 - 150 = 3.328 \text{ kg metal}$$
$$1.153 \text{ kg escoria, con ley } 13 \text{ }^{\circ}/\text{o Sn}$$

En la segunda operación del fuming, hay que tener ya en cuenta esta aportación de escoria.

En la cuarta jornada, tercera de horno de reducción, se estabiliza la escoria rica de éste, y, como los demás aportes son iguales, se ha entrado en régimen normal.

En el encasillado horizontal de la FIG-1, se expresan peso de materiales, ley en estaño y estaño contenido en kg.

6.- DATOS DE PARTIDA

Hasta este momento no se cuenta con datos suficientemente fiables como para basar en ellos un estudio económico serio.

No obstante, en las visitas realizadas a plantas de escala similar en las empresas ESTANSA (San Salvador de Jujuy), FUNESTAÑO (Oruro) y en conversaciones con responsables y técnicos de estas sociedades y de la Empresa Nacional de Fundiciones ENAF (Oruro), cuyos nombres se citan, se ha recabado una información, que sirve de primer punto de partida.

Por supuesto, todos estos datos serán revisados y corregidos, en su caso, si, como se espera, es posible continuar este tema.

En el encasillado vertical de la FIG-1, se expresan:

- litros de combustible o energía eléctrica en Kw
- puestos de trabajo

Se supone que la planta da estaño crudo, sin refinar, y que así pasa a la instalación de refinación, no considerada, con lo que el valor en venta está por debajo de la cotización oficial.

La inversión necesaria para proyecto, construcción, equipos y puesta a punto de la planta se ha estimado en 1.500.000 \$ U.S.A.

El balance diario de la planta se establece según el supuesto anterior, considerando que los valores de compra de minerales de ley 20 % Sn se sitúan hacia los 3/5 de la cotización oficial, y las escorias en 1/5, en cuanto a estaño contenido.

Los costes de materiales, energía y mano de obra se expresan en el cuadro de la página siguiente.

Se considera que el valor del metal producido —estaño crudo— pasa a una planta de refino independiente; por ello su valor queda en 2.150 pts/kg.

Como puede verse, el factor principal de la viabilidad de la planta está constituido por el hecho del bajo precio de compra de los minerales de entrada.

En el cuadro de la página siguiente, se resume lo expuesto hasta ahora en cuanto a **BALANCE DIARIO de COSTES y VENTAS**.

7.— ANALISIS PREVIO DE RENTABILIDAD

De acuerdo con las cifras contenidas en el cuadro del punto anterior, intervendrían, además, los siguientes conceptos para el estudio de rentabilidad de la planta.

7.1.— INVERSIONES FIJAS

La inversión total, incluyendo desde estudios y proyectos iniciales, hasta la puesta a punto de las instalaciones se estima en $1,5 \times 10^6$ \$ U.S.A., que, con un cambio de 170 pts/\$, asciende a 255×10^6 pts.

Podría realizarse en el plazo de un año.

7.2.— COSTES OPERACIONALES

Estimados anualmente, se distribuyen en las siguientes partidas, expresadas en millones de pésetas:

BALANCE DIARIO

COSTES

1.- CONCENTRADOS

1.1. Ley 20 0/o	16.800 kg	$16.800 \times \frac{20}{100} \times 2.100 \times \frac{3}{5} = 4.233.600$	}	4.359.600
1.2. Ley 3 0/o	10.000 kg	$10.000 \times \frac{3}{100} \times 2.100 \times \frac{1}{5} = 126.000$		

2.- MINERALES

2.1. Caliza 56 0/o Ca O	2.990 kg	$2.990 \times 2,3 = 6.877$	}	101.877
2.2. Pirita 40 0/o S	9.500 kg	$9.500 \times 10 = 95.000$		

3.- MATERIALES

3.1. Electrodo	24 kg	$24 \times 400 = 9.600$	}	61.200
3.2. Pasta solera	30 kg	$30 \times 60 = 1.800$		
3.3. Peletizador	100 kg	$100 \times 30 = 3.000$		
3.4. Carbón 70 0/o C	2.300 kg	$2.300 \times 20 = 46.000$		

4. - ENERGIA

4.1. Ciclón	15.000 l	$15.000 \times 43 = 645.000$	}	895.400
4.2. Fuming	1.500 l	$1.500 \times 43 = 64.500$		
4.3. Retención	4.778 kw	$4.778 \times 49 = 43.000$		
4.4. Reducción	7.000 kw	$7.000 \times 9 = 63.000$		
4.5. Soplante	350 Kw/h. 24 h	$8.400 \times 9 = 75.600$		
4.6. Varios	100 l	$100 \times 43 = 4.300$		

5.- MANO DE OBRA

5.1. Auxiliares	3	}	$24 \text{ op} \times 7 \text{ h/op} \times 1.000 \text{ pts/h}$	1.680.000
5.2. Ciclón	1 x 4			
5.3. Retención	1 x 4			
5.4. Fuming	1 x 4			
5.5. Tratamiento	1 x 4			
5.6. Reducción	1 x 5			

TOTAL 5.586.077

VENTAS (estaño crudo)

3,468 kg Sn crudo x 2.150 pts/kg 7.456.200

TOTAL 7.456.200

Compra de minerales	1.308
Caliza y piritita	30
Otros materiales	18
Energía	269
Mano de obra directa	51
Mano de obra indirecta	10
Gastos generales y mantenimiento	14

TOTAL COSTES OPERACIONALES: 1.700 MP/año

7.3.— AMORTIZACION TECNICA

Se ha previsto una amortización lineal uniforme, durante diez años, para la totalidad de las inversiones fijas, que representa una cantidad anual de 25,5 MP.

7.4.— INVERSION CIRCULANTE

Se estima una inversión circulante que equivale a mes y medio de costes operacionales, ya que se supone que las condiciones de compra de minerales y venta de metal son semejantes.

La inversión circulante se efectúa durante el primer ejercicio de operación, y se recupera íntegramente en el último.

Con unos intereses financieros del circulante del 15 0/o, el valor de esta inversión será de 212,5 MP.

7.5.— IMPUESTOS

La tasa de impuestos con que se operará asciende a un 36 0/o sobre el beneficio bruto.

7.6.— INGRESOS POR VENTAS

Con una producción de estaño crudo de 3.468 kg/día durante 300 días y un valor de 2.150 pts/kg, se llega a 2.237 MP.

7.7.— CUENTA DE EXPLOTACION PREVISTA

Tomando como base los supuestos anteriores, se han confeccionado las cuentas de explotación anual previstas y el movimiento de fondos para cálculo de rentabilidad; se

incluyen en el cuadro adjunto, del que se deduce una Tasa Interna de Retorno, después de impuestos del 101 %.

El valor actualizado neto (V.A.N.) para distintas tasas de actuación se expresa a continuación:

- CUENTA DE EXPLOTACION -

ANOS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
Inversión Fija	255	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Inversión Circulante	-	212,5	-	-	-	-	-	-	-	-	(212,5)
TOTAL INVERSION	255	212,5	-	-	-	-	-	-	-	-	(212,5)
Ingresos	-	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0	2.237,0
Costos operación	-	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0	1.700,0
Amortización	-	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5	25,5
Interés del Circulante	-	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0	32,0
Resultado Bruto (Base imponible)	-	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5	479,5
Impuestos	-	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6	172,6
Beneficio Neto	-	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9	306,9
CASH FLOW	-	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4	332,4
Movimiento Fondo TIR	(255)	151,9	364,4	364,4	364,4	364,4	364,4	364,4	364,4	364,4	576,9

<u>TASA ACT (%)</u>	<u>V.A.N. (MP)</u>
20	1.130
30	724
40	480
50	323
75	108
100	30
101	0

Aunque, a primera vista, estos resultados parezcan optimistas, hay que tener en cuenta que el margen es grande; con ello puede asegurarse que la corrección de los datos de partida no disminuiría el interés de este tema.

8. BIBLIOGRAFIA

Como se indicó anteriormente, los datos de partida se han tomado en contactos verbales con personas que actúan en este campo.

- Ing. René Candía Trigo. Planta de ENAF (Oruro).
- Dr. Luis Sivila Sarmiento. Gerente Técnico de la Planta de ENAF (Oruro).
- Dr. Fernando Però. Presidente de FUNESTAÑO (Oruro).
- Javier Ares Fernández. Lcdo. Ciencias Químicas. Jefe de la Planta de MNSA (Carril).
- José Pavón Mayoral. Ingeniero de Minas. E.N. ADARO (Madrid).