

FUNDICION Y REFINACION DE ESTAÑO EN MÉXICO

Juan E. Joffré Encinas

Ex - Director de la Carrera de Ingeniería Metalúrgica, Facultad Nacional de Ingeniería, Carrera de Ingeniería Metalúrgica

Actualmente Jefe del Área de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería, Universidad Autónoma de San Luis Potosí, S.L.P., México

RESUMEN

Se presentan los hechos que para el autor fueron los más relevantes durante los doce años que prestó sus servicios a Metales Potosí, S.A. de C. V.

Establecí contacto con los mexicanos en ocasión de la Primera Reunión Técnica del Comité Panamericano de Normalización de Estaño (COPANT C 33), auspiciada por el Ministerio de Industrias, Comercio y Turismo de Bolivia en junio de 1977, con la asistencia e representantes de varios países. Entonces era jefe de la División de Metalurgia del Instituto de Investigaciones Minero – Metalúrgicas de Bolivia (IIMM), con sede en Oruro y un componente de la representación de mi país en ese evento.

A los pocos meses recibí una invitación de los mexicanos para venirme a trabajar con ellos en su fundición de estaño de San Luis Potosí. Después de una corta visita a esta ciudad y a la planta, decidí trabajar en México a partir de 1979.

Entonces había en México tres pequeñas fundiciones de estaño:

- 1. “Estaño Electro” en el estado de México, que parecía ser la de mayor capacidad, fundía concentrados de estaño en horno de reverbero y contaba con una centrífuga y una planta de refinación al vacío, ambas de fabricación rusa. Su producción sería aproximadamente de unas 1,200 toneladas de estaño refinado y aleaciones por año.*
- 2. “Estañífera del Potosí” en San Luis Potosí, que fundía concentrados en horno de reverbero y refinaba estaño térmicamente en pequeñas ollas y aparentemente su producción no alcanzaba las 1,000 toneladas de estaño refinado y aleaciones por año.*
- 3. “Metales Potosí” también en San Luis Potosí, que fundía concentrados de estaño en hornos eléctricos, refinaba estaño pirometalúrgicamente en pequeñas ollas y su producción promedio era de 990 toneladas de estaño refinado y aleaciones por año.*

La competencia entre estas tres pequeñas fundiciones era muy fuerte, todas procuraban mantener en el máximo secreto posible sus operaciones, sus “procesos” (entonces no se hablaba de “tecnologías”), sus contactos comerciales y prácticamente no había comunicación entre ellas.

Una fuerte competencia para estas tres fundiciones era en el mercado de norte y centro América era la fundición de estaño de la compañía Gulf Chemical en Texas City, U.S.A.

Comencé a trabajar en Metales Potosí el 8 de mayo de 1979, como gerente de Desarrollo Metalúrgico.

METALES POTOSÍ

Metales Potosí, S. A. era una pequeña empresa privada que se dedicaba a la fundición, refinación y fabricación de estaño y aleaciones de plomo desde 1944. Para fundir los minerales y concentrados de estaño ha utilizado desde hornos pequeños de cubilote (llamados hornos chinos) y reverberos, hasta hornos eléctricos de arco.

A partir de 1967, fundía en pequeños hornos eléctricos toda su materia prima, que consistía en concentrados de

importación de diferentes países, materiales recirculantes de diversas industrias y mineral nacional de estaño. La proporción de esos materiales recirculantes ha ido creciendo año tras año y ya en 1979 Metales Potosí, S. A., era considerada como una fundición de materiales complejos en etapa de desarrollo.

La siguiente tabla muestra una lista del principal equipo con que se contaba para la producción.

TABLA 1. Principal equipo de producción de Metales Potosí hasta 1979.

DEPARTAMENTO DE FUNDICIÓN		CAPACIDAD DE TRATAMIENTO, tn/mes
Disco peletizador	Aglomeración	200
Horno rotatorio de tambor largo	Tostación	300
Horno eléctrico 1, 400 KVA	Línea de soldadura	250 – 300
Horno eléctrico 2, 100 KVA	Línea variable estaño o soldadura	30 – 50
Horno eléctrico 3, 500 KVA	Línea estaño	300
Horno de inducción	Recuperación “plomillos”	150
REFINACIÓN		
Cinco ollas de fierro fundido, con agitadores eléctricos y bombas para metales líquidos. Pequeño reverbero “exprimidor”	Líneas de estaño y soldadura, capacidad de 3.3 hasta 11 tn/lote	300
DEPARTAMENTO DE TERMINADO		
Varias prensas trefiladoras, ollas, bombas, etc.	Líneas de estaño y soldadura	300

Tenía dos líneas de fundición: una línea de estaño y una línea de soldadura. En ambas líneas se procedía con el criterio de extraer la máxima cantidad de estaño de la alimentación en una sola etapa en lo posible; esto naturalmente ocasionaba varios aspectos que yo los consideraba negativos, pero que obviamente eran oportunidades de desarrollo.

- La reducción de estaño con cantidades considerables de fierro (2 a 7% Fe en el metal crudo), haciéndose necesaria una etapa de licuación o segregación (a esta operación se la conocía en la planta como “exprimir al estaño”), previa a la remoción del cobre.
- La acumulación de 12,400 toneladas de escorias en inventario, con un contenido promedio de 3% Sn (372 toneladas de estaño), cuyo precio estaba entonces por encima de U.S.\$ 5.00/libra y subiendo.
- La acumulación de grandes cantidades de cabezas duras (aleaciones Fe-Sn), mezcladas con speiss (Fe – As – Sb – Pb), hasta con un 20% de estaño comprometido. A este material se le llamaba “plomillos” y ya le habían encontrado una salida que, aunque cara, era relativamente efectiva para separar estaño del fierro – speiss (cabeza dura): fundían en horno de inducción a altas temperaturas y al baño fundido le añadían lingotes de plomo para formar soldadura de estaño y recircular

los “plomillos” hasta reducirles su contenido de estaño a un 3%. Posiblemente el buen precio del estaño “aguantaba” el costo de este proceso.

- La acumulación de apreciables cantidades de mezclas de dross y speiss de cobre, llamado material “segregado”, producto de refinación pirometalúrgica de estaño y soldadura, en las que el contenido de estaño oscilaba el 26%.
- La acumulación de residuos de remoción pirometalúrgica de arsénico y antimonio, llamadas “natas de aluminio”, muy peligrosas por sus contenidos de As y Sb, con apreciables cantidades de estaño y plomo.
- Como en esa época todavía se usaban masivamente los envases de hojalata para leche y otros alimentos, mismos que consumían apreciables cantidades de soldaduras, también se tenían acumuladas apreciables cantidades de residuos de estos envases, mismos que contenían principalmente estaño, plomo, zinc, cloro. Además el mercado estaba lleno de esos y otros materiales residuales.

De modo que en 1979, los inventarios “estancados” de estaño y plomo en Metales Potosí, estaban muy elevados y había que acelerar el proceso de disminución de inventarios porque

el precio del estaño iba de subida. ¡Así en febrero de 1981, la libra fina de estaño se cotizaba en U.S.\$ 7.09!.

Metales Potosí siempre ha contado con un excelente laboratorio de análisis químicos.

CONSIDERACIONES GENERALES DE LA REDUCCION DE ESTAÑO

Lo primero que se atacó fue, naturalmente, el enfoque en la etapa de fusión reductora y la importante influencia que tiene el fierro en la reducción de estaño. Se decidió capacitar al personal de operaciones de la planta y convencerlos de que era imposible tratar de reducir totalmente al estaño de sus óxidos y de la escoria en una sola etapa, sin reducir también al fierro que invariablemente acompaña a los concentrados de estaño.

Así, de acuerdo al similar comportamiento termodinámico de los óxidos menores de hierro y estaño en fase líquida, era necesario controlar el uso de carbón reductor en las cargas a los hornos y la calidad de las escorias de fusión.

Los comportamientos de estaño y fierro durante la reducción de sus óxidos menores, son muy similares y una reducción completa de estaño a partir de las escorias, conduce a la reducción de apreciable cantidad de fierro [1, 2, 3]. El diagrama de fases Sn - Fe y la distribución de estaño y fierro entre escoria y metal a equilibrio han sido ampliamente estudiados [1, 4], y no es mi intención volver a discutir estos aspectos en este trabajo.

Para producir estaño crudo con la menor cantidad posible de fierro, las condiciones de reducción deben ser comparativamente benignas y el contenido de estaño en la escoria será relativamente grande (6 a 10% Sn), requiriéndose de otra etapa de reducción más severa, o de un proceso adecuado para recuperar el estaño de la escoria. El proceso adecuado en esos casos era obviamente la volatilización sulfurante de estaño y su recuperación como un concentrado de “humos” o polvillo oxidado de alta ley, libres de fierro, para reciclarlos a fusión reductora previa peletización, descartando escorias finales con alrededor de 0.2% Sn.

Respecto a la calidad de las escorias de fusión, es necesario mencionar que cuando se fundía en condiciones altamente reductoras y se obtenían cabezas duras o “plomillos”, cuanto

más estaño se lograba quitar a la escoria, obviamente más fierro se reducía de ella, desbalanceando a la escoria, que por lo general contenía elevados porcentajes de sílice y cal y bajos porcentajes de fierro, lo que también significaban altas temperaturas de fusión y altas viscosidades. Entonces para lograr fundirlas y sangrarlas o “picarlas” de los hornos, los consumos de energía y de electrodos en los hornos eléctricos eran elevados y la vida de los refractarios era corta, además los consumos de los tubos de fierro y oxígeno para picar los hornos eran también altos. En los inventarios de escorias, se tenía un apartado con “escorias blancas”, es decir escorias a las cuales se les había reducido prácticamente todo el fierro, con la intención de reducirle todo el estaño.

Se capacitó al personal en el simple manejo del diagrama ternario “FeO” – SiO₂ – CaO, con isoterma de líquidos y líneas correspondientes de viscosidad, para controlar escorias dentro de un rango tolerable de alrededor de 45% FeO, 35% SiO₂ y 15% CaO, con contenidos alrededor de 6 a 10% Sn y máximos de 5% Al₂O₃, cuyos puntos de fusión están en la vecindad de 1,100 °C con viscosidades menores a 2 poises; es decir escorias fluidas y de fácil fusión que permiten altas transferencias de calor y de masa [5, 6]. Las temperaturas de operación de todos los hornos fluctuaban alrededor de 1,250 °C.

Es justo hacer notar que cuando se fundían materiales de alta ley (más de 65% Sn) como los de Singapur, Maynard Special y estanatos de calcio producto del desestañado de hojalata, prácticamente sin fierro, la operación era muy eficiente y en continuo y se decía en la planta que esa carga era “una galleta para el horno”

Poco a poco se fueron notando los cambios sugeridos; los tiempos de residencia de los lotes en los hornos disminuían, disminuía el consumo de carbón, la vida de los refractarios era más prolongada, los consumos de energía eléctrica y de electrodos por unidad de alimentación iban bajando y la productividad de los hornos iba subiendo; prácticamente ya no era necesaria la etapa de licuación del estaño previa a la remoción de cobre en las ollas de refinación térmica. Se hizo totalmente innecesaria la adición de cuarzo a los lotes de fusión y se obtenían escorias de mejor calidad para enviar a volatilización, etapa que estaba en pleno desarrollo.

La tabla 2, muestra en Balance de Estaño en el Departamento de Fundición correspondiente a octubre de 1987.

TABLA 2. Balance metalúrgico de estaño en el Departamento de Fundición. Octubre de 1987.

PRODUCTO	TON	% Sn	TON Sn FINO	% DISTRIB.	OBSERVACIONES
Estaño crudo	373.95	95.61	357.55	87.22	A refinación
Soldadura cruda	13.64	58.21	7.94	1.94	A refinación
Humos	37.67	44.62	16.81	4.10	Recirculan
Mata Fe-Sn-Cu	22.70	34.36	7.80	1.90	A volatilización
Escorias	364.22	5.43	19.79	4.83	A volatilización
Plomillos H. Inducción	1.62	1.85	0.03	0.01	A descarte
No contabilizado			0		
Alimentación, C.C.	810.17	50.60	409.92	100.0	Materiales con Sn
Total alimentación	933.51	39.46	409.92	100.0	Incluye C, caliza, etc.

VOLATILIZACIÓN DE ESTAÑO A PARTIR DE ESCORIAS DE FUSIÓN

Desde 1997 un proyecto importante del IIMM de Bolivia, en Oruro, era el desarrollo de un horno de combustión sumergida, paralelo al desarrollo de la tecnología Sirosmelt de Australia. El incipiente desarrollo que se realizaba en la división de Metalurgia del IIMM, fue observado y comentado por varios científicos y metalurgistas de CSIRO, entre ellos los doctores T. R. A. Davey, W. T. Denholm y Kevin Foo [7, 8, 9], así como por otros personajes de la metalurgia del estaño como Peter Wright, que nos visitaron en oportunidad del Simposio Internacional del Estaño, que se realizó en noviembre de 1977.

Dejé inconcluso ese desarrollo al decidir mi cambio de residencia a México y después supe que por limitaciones económicas ya no se pudo avanzar en ese proyecto. Pero tenía metida en la cabeza a la volatilización por combustión sumergida con el empleo de una lanza y cuando presenté la sugerencia a la dirección de Metales Potosí, recibí todo el apoyo requerido y en cuestión de meses ya habíamos hecho las pruebas a escala de crisol y semi-piloto (COMSUM I y II), y estábamos construyendo un horno piloto, COMSUM III, con capacidad de 1.5 toneladas/lote cuando en febrero de 1980 nos visitó el Dr. John M. Floyd De CSIRO, autor del desarrollo australiano de la lanza Sirosmelt y actualmente Jefe Ejecutivo de AUSMELT, quién observó lo que habíamos hecho hasta ese momento, inspeccionó nuestras lanzas, cuyo desarrollo obviamente no le impresionó, nos hizo algunas excelentes sugerencias y se fue a la convención Pb – Zn – Sn '80 en Las Vegas, USA [10].

Para las pruebas se utilizó un compresor Joy Denver Twistair de 25 HP y entrega efectiva de aire de aproximadamente 45 pies³/min a una presión máxima de 8 kg/cm². El aire era enriquecido hasta en 4% con oxígeno para intensificar la combustión sumergida de diesel en el baño de escorias. En este horno se experimentó el comportamiento de varios materiales de poca circulación en la planta, de concentrados de baja ley (hasta 3% Sn), además de las escorias de ambas

líneas (estaño y soldadura) durante la volatilización de estaño (y plomo), con adición de pirita; se detectaron los problemas operacionales y de diseño para los hornos de mayor escala, se entrenó a todo el personal que operaría posteriormente los hornos de volatilización en la planta, se optimizaron los parámetros de operación, se determinaron los costos de los productos y los costos de operación.

En base a estas experiencias, en 1980 se construyó un horno con capacidad para 300 toneladas de escoria por mes (COMSUM IV), con inyección de aire por lanza, desde dos compresores Ingersoll Rand tipo 40, de 100 HP cada uno y entrega efectiva total de aire de 950 pies³/min a una presión máxima de 7 kg/cm², con enriquecimiento de oxígeno, y se comenzaron a recuperar las unidades de estaño de las escorias de inventario así como de otros materiales, tales como los materiales “segregados de cobre”, de refinación y matas de fierro – cobre – estaño que se producían esporádicamente en fundición, principalmente cuando se trataban concentrados peruanos de estaño, con apreciable cantidad de azufre y cobre.

Cuando se trataban escorias provenientes de la línea de soldadura, los humos contenían hasta 20% Pb. Cuando se trataban escorias de estaño, las leyes eran hasta 60% Sn y las recuperaciones promedio eran de 95%. El plomo retarda la volatilización de estaño y consume azufre para volatilizar también como PbS(g).

En 1982 se construyó el COMSUM V y en 1984 el COMSUM VI, ambos con capacidades para 300 toneladas mensuales y con sistemas de granulación de escorias finales.

Cuando más o menos a fines de 1985 cayó el precio del estaño desde U.S.\$ 7/libra fina a cerca de U.S.\$ 3.65 libra fina, en Metales Potosí ya habíamos terminado de vender el estaño recuperado por volatilización de las escorias de inventario.

La tabla 3, muestra el Balance General de Volatilización correspondiente a 1989.

TABLA 3. Balance metalúrgico de volatilización, 1989.

PRODUCTO	TON	% Sn	TON Sn	% DISTRIBUCIÓN	OBSERVACIONES
Humos	696.23	54.81	381.61	94.08	A peletización
Escoria de retorno	267.76	3.96	10.61	2.62	A inventario
Escoria final	3,707.70	0.36	13.39	3.30	A descarte
Alimentación, C. C.	4,658.62	8.707	405.61	100.00	COMSUM V y VI
Total alimentación	5,173.39	7.84	405.61	100.00	Incluye pirita

Mientras tanto, en el COMSUM III se estaba probando el uso de combustóleo, un combustible mucho más barato que el diesel en esa época, pero también más denso y viscoso, llamado “chapapote”.

También se estaba trabajando intensamente en procesos para liberar estaño y plomo de los materiales de inventarios

estancados y de difícil tratamiento, como dross – speiss de Sn – Pb – Cu – Fe – As – Sb (tesis de Ingeniería Metalúrgica de la UASLP [11], y se estaba construyendo una planta piro e hidrometalúrgica para tratar los residuos de la industria de envases de alimentos y liberar estaño y plomo de ellos. Esta planta, que resultó muy versátil para tratar materiales complejos y prepararlos para su alimentación a los hornos de

fundición, fue llamada “Planta de Cloruros” y entró en operación en 1983. Constaba principalmente de un horno rotatorio de tambor corte, llamado el “mil usos”, por su versatilidad, tanques cilíndricos con agitadores para lixiviación y “limpieza” de materiales, piulas de sentamiento y sistemas de bombeo de pulpas y líquidos, un excelente filtro centrífugo y varios equipos auxiliares de manejo de materiales.

LA CRISIS DE 1982

Cuando el estaño estaba en el mejor precio de su historia, entre U.S.\$ 6,00 y 7.00 libra fina, el peso mexicano se devaluó drásticamente, se disparó la inflación y el gobierno nacionalizó la banca, entre otras cosas para evitar la fuga de capitales, y resultó imposible obtener divisas para la importación de materias primas de la planta los concentrados de estaño de Bolivia, Canadá, Perú, China, Singapur, Australia, que con cierta regularidad se compraban, así como los materiales complejos de los Estados Unidos. Esta difícil situación duró cerca de dos años, para ir normalizándose paulatinamente. En forma paralela a esta crisis, hubieron cambios en Metales Potosí y en junio de 1982, me nombraron Gerente de Planta.

De modo que ahí me encontraba a cargo de la producción, sin opciones de compra de materia prima por falta de divisas, pero con inventarios bastante cargados y con el peligro de despido de personal porque la capacidad de producción tenía que bajar forzosamente. La dirección de la empresa analizó la situación y determinó que podíamos mantenernos con una mínima producción, sin despedir a nuestro valioso personal, en base a nuestros procesos de recuperación de estaño en horno de inducción, recuperación de estaño a partir de escombros de ladrillos refractarios de los hornos y a nuevos

procesos de volatilización, tratamiento de dross – speiss y planta de cloruros, aprovechando los altos precios de estaño.

Son tan nobles el estaño y su producción, que no sólo no despedimos a nuestro personal sino que además cobijamos en nuestra planta a algunos obreros de otra empresa del grupo, una siderúrgica que sí tuvo que paralizar temporalmente sus operaciones y despedir a la mayoría de su personal.

La poca producción de minerales nacionales de estaño, en esa época fue la mimada de las tres fundiciones mexicanas que competían para hacerse de unos kilos de mineral a costa de elevar el precio y en este caso, gracias a nuestro proceso COMSUM de volatilización, no sólo elevábamos el precio de compra sino que ofrecíamos comprar mineral hasta con 3% Sn, lo que surtía efecto, pues de acuerdo a la ley de oro de los minerales, a más bajas leyes, más altas recuperaciones y en consecuencia recibíamos más minerales de baja ley.

ORGANIZACIÓN DE LA PLANTA

Metales Potosí estaba dividida en dos grandes áreas: Área Comercial (compra de materias primas, negociación de maquilas, venta de productos, importación y exportación) y Área de Operaciones (todo lo relacionado con la producción y servicios).

El Área comercial estaba a su vez dividida en una Gerencia de Compras y una Gerencia de Ventas (Mexiestaño), cada una de ellas con su propia organización, teniendo como puntos de coincidencia la importación de materia prima y la exportación de nuestros productos.

Ambas áreas, la Comercial y la de Operaciones estaban bajo una Dirección General (el dueño), la que a su vez tenía el apoyo de Tesorería y Contabilidad. El organigrama de la figura 1, se explica por sí solo.

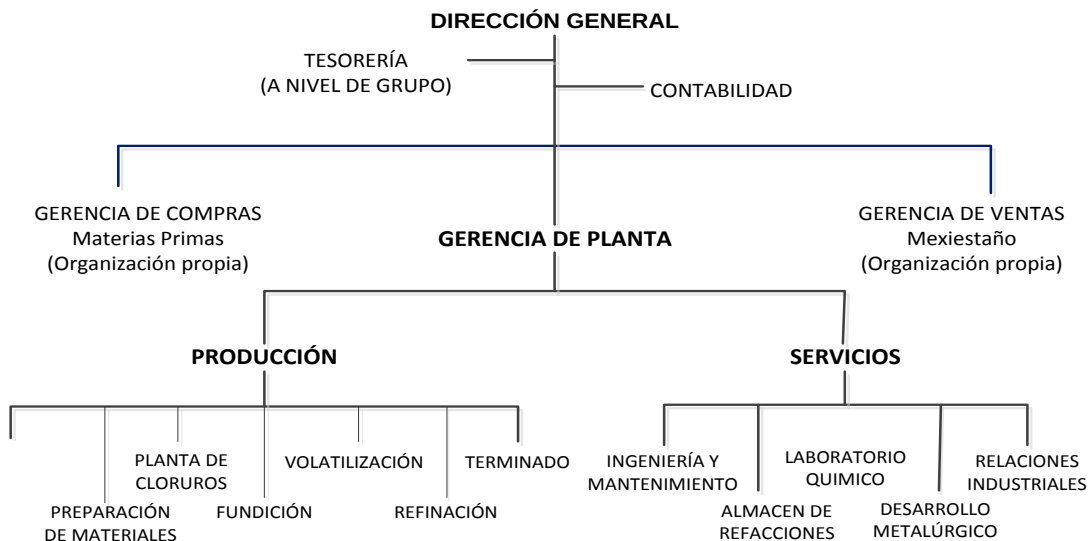


Figura 1. Metales Potosí S. A. de C. V., organigrama general (1982, 1991).

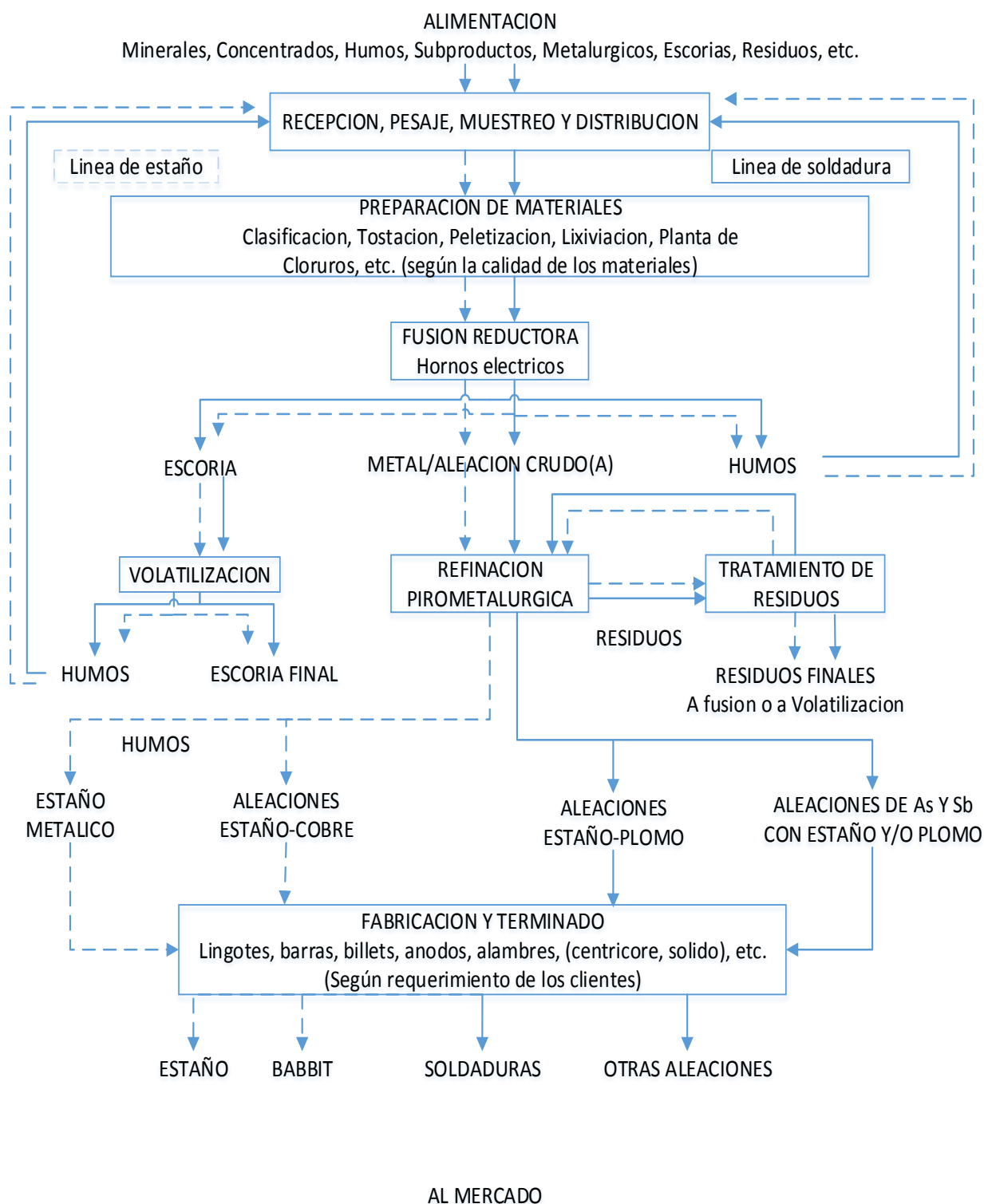


Figura 2. Metales Potosí S. A. de C. V. Operaciones metalúrgicas, flujograma general.

A partir de 1982, la Gerencia de la Planta se dividió en Producción y Servicios. Los departamentos de Producción, siguiendo un orden lógico de tratamiento que se le daba a la mayoría de los materiales que se recibían para producción de estaño y soldadura, de acuerdo a las líneas generales del flujograma de la figura 2 eran: muestreo, preparación de materiales, planta de cloruros, fundición, volatilización y refinación.

El departamento de Terminado, donde se fabricaban las barras, billets, ánodos, alambre centricore, sólido, etc., según requerimiento de los clientes, estaba bajo la supervisión de la Gerencia de Ventas. El punto de relación de Planta con Compras, era el departamento de Muestreo, y el punto de relación con Ventas, era el departamento de Refinación.

Los departamentos de Servicios eran: Ingeniería y Mantenimiento, Almacén de Refacciones, Laboratorio Químico, Desarrollo Metalúrgico y Relaciones Industriales.

Todas las responsabilidades y las actividades de mayor importancia en la Planta estaban reglamentadas por escrito.

Producción

La figura 3, muestra cómo se incrementó la producción anual de estaño contenido en calidades AA, A y soldadura desde 1981 hasta 1990. Como era lógico por la crisis en México, las producciones de 1982 y 1983 fueron muy bajas y en gran porcentaje fueron el resultado de las operaciones de recuperación de inventarios. A partir del segundo semestre de 1983, la situación económica del país comenzó a normalizarse, pese a la continua devaluación del peso mexicano frente al dólar, pero ya se conocieron las nuevas reglas de juego con referencia a las divisas y se pudo reiniciar poco a poco la importación de materias primas para la planta. En forma paralela, unas veces a iniciativa de la dirección de la empresa y otras a iniciativa de la gerencia de planta, se dispusieron varias medidas para incrementar la capacidad de la planta, entre ellas por ejemplo: el diseño y construcción de dos discos peletizadores y dos hornos eléctricos, uno de 500 KVA y el otro de 1,100 KVA, así como la instalación de un transformador de 1,000 KVA en el Horno Eléctrico I, el cambio de acometida eléctrica de cielo abierto a cerrada con cableado subterráneo (que eliminó los paros por corte de energía) y ya casi al final de este ciclo, en 1989, la compra y puesta en marcha de una planta de refinación al vacío y de una centrífuga, ambas de fabricación rusa. En 1985, hubo otra fuerte sacudida a la economía mexicana, incluyendo otra importante devaluación del peso y otras medidas restrictivas, cuyos impactos en la producción se pueden apreciar en la figura 3, después de un notable crecimiento den 1984.

Después de la de 1985, ya no hubieron más devaluaciones bruscas, el peso se devaluaba mes tras mes, como se puede apreciar en la tabla 9, ¡y comenzaba a bajar el precio del estaño!

Posiblemente debido entre otros factores a las dos crisis económicas de México (1982 y 1985), a partir de 1985 las otras dos fundiciones de México, Estaño Electro y Estañera del Potosí, ya no representaron competencia para Metales Potosí, que para 1986 ya había incrementado la producción

anual en 51,14% con respecto a la de 1981; además la fundición de estaño Gulf Chemical de Texas City de los Estados Unidos, estaba cerrando operaciones por diversas razones, entre las que se destacaban la caída del precio del estaño, sus elevados costos de operación por utilizar el horno TBRC para fundir concentrados y aspectos ecológicos. Esta situación colocaba a metales Potosí como la única opción para la fundición de estaño en Norte y Centro América, con capacidad de tratar materiales complejos.

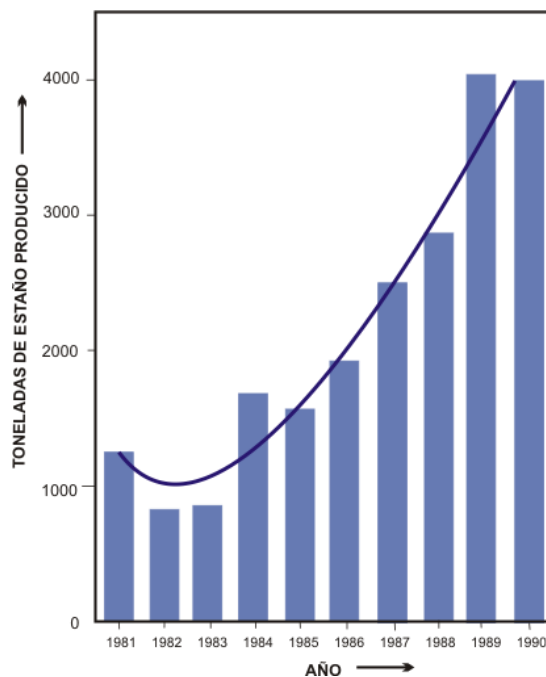


Figura 3. Producción anual del estaño de calidad A, AA y soldaduras.

Con el incremento de la producción, se incrementó también la complejidad de las materias primas y el bismuto, cuyo control no había sido ningún problema, comenzó a afectar la calidad del estaño refinado y a causarnos problemas con algunos clientes. De modo que en 1986, como no podíamos todavía invertir apreciables sumas en equipo de refinación al vacío y no se conocían tampoco los cristalizadores chinos [12], optamos por someter los concentrados bolivianos y chinos, que eran los que más bismuto tenían, al proceso de tostación clorurante [13, 14] que resultó exitoso, no sólo para eliminar bismuto, sino también azufre y arsénico con las consiguientes ventajas posteriores, sin haberse realizado gastos de inversión y con costos de tratamiento aceptables. Las figuras 4 y 5, muestran los resultados obtenidos y cómo mejoró la calidad del estaño refinado, hasta cumplir con especificaciones comerciales.

En mayo de 1989, arrancamos la planta de refinación al vacío, que nos permitió tener mayor flexibilidad con referencia a las calidades de estaño refinado y de soldadura, así como reducir costos de operación, reducir la cantidad de estaño recirculante eliminar la generación de cloruros que terminaban en línea de soldaduras, disponer fácil y

rápida de los condensadores metálicos de la línea de aleaciones en terminado y reducir considerablemente la contaminación.

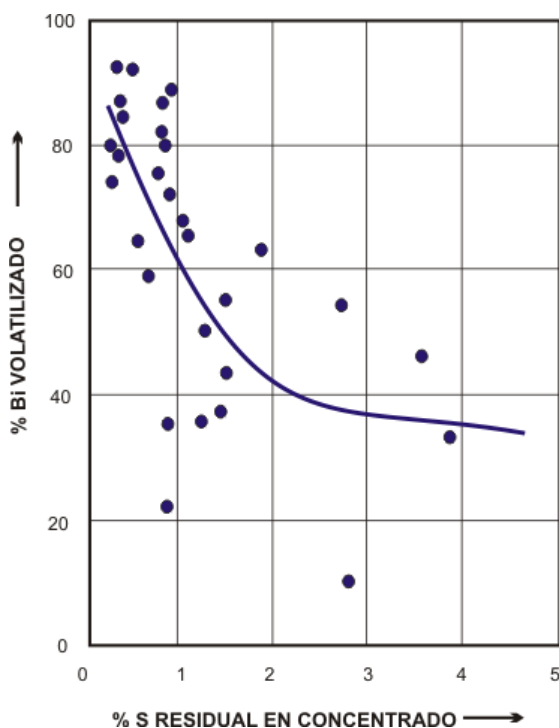


Figura 4. Tostación clorurante de concentrados de estaño.

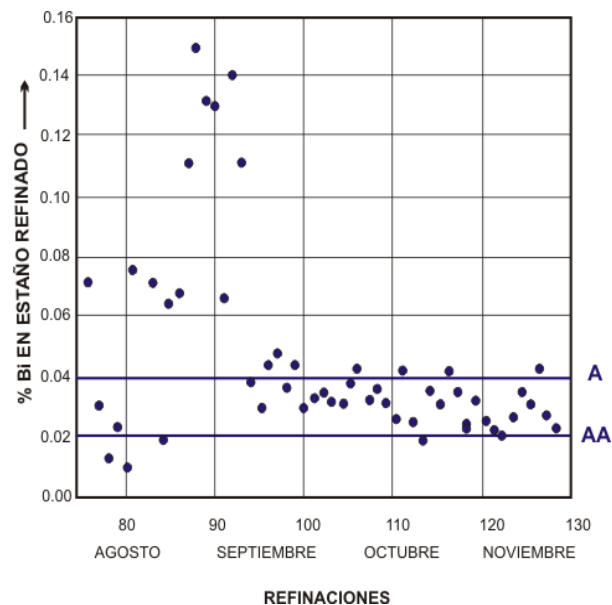


Figura 5. Calidad del estaño refinado.

La producción total de estaño en 1989, se disparó a 3,981,3 toneladas, 41.78% más que en 1988, 218% más que en 1981 y casi 350% más que en 1979. La tabla 4, muestra la procedencia y los tonelajes de las materias primas (primarias y secundarias) consumidas en 1989 y la tabla 5, muestra el Balance General de estaño correspondiente a ese año.

TABLA 4. Consumo de materias primas primarias y secundarias en 1989.

MATERIAL	PROCEDENCIA	TON. NETAS	TON. Sn
Concentrados	Bolivia	635.50	327.82
Concentrados	Canadá	1,033.45	584.79
Concentrados	China	3,711.39	2,311.64
Concentrados	México	79.73	27.02
Concentrados	Perú	151.87	68.05
Subproductos varios	EEUU, Canadá, México	3,069.98	977.41
TOTAL		8,681.82	4.296.73

En 1990 se trataron 8,936.4 toneladas de materia prima primaria y secundaria, con un contenido de 3,831.2 toneladas de estaño constituyendo un 0.75% más de materia prima, con 14.57% menos estaño que en 1989. En comparación, la producción total de estaño fue de 3,915.52 toneladas y correspondió a 1.65% menos que en 1989, tratando más materiales de menor calidad y con menor contenido.

En 1989, la base de la producción fue mineral canadiense y chino con leyes promediando 51% Sn; mientras que en 1990,

la base fue mineral peruano con leyes promedio de 42.1% y con enormes cantidades de sílice que requerían hasta un 40% peso de cal para neutralizarse, bajando la ley de cabeza de los hornos hasta un 30.07% Sn. Las tablas 6 y 7, muestran respectivamente las procedencias y tonelajes de materias primas consumidas ese año, y el Balance General de estaño en 1990, donde se muestra una recuperación “directa” de estaño de 87.56%; considerando los materiales de planta y de reciclaje, las recuperaciones totales de estaño, llegaban normalmente a 98%.

TABLA 5. Balance general de estaño en operaciones metalúrgicas, 1989.

PRODUCTO	TON.	% Sn	TON. Sn	% DISTRIBUCIÓN	OBSERVACIONES
Estaño refinado	3,477.49	°A	3,477.49	74.33	A terminado
Soldadura refinada	767.24	65.66	503.77	10.77	A terminado
Materiales en planta	1,586.79	36.70	582.32	12.45	En proceso y circulación
Escorias intermedias	2,263.08	2.50	56.63	1.21	A inventario
Escoria final	3,707.70	0.36	13.39	0.29	Al descarte
No contabilizado			44.87	0.95	Interior hornos, ductos, cajas, pérdidas
Total alimentación	11,308.88	41.37	4,678.47	100.00	Materiales con Sn
Materia prima	8,870.06	50.56	4,484.87	95.86	De muestreo
Materiales en planta	443.5	33.93	150.48	3.22	Al 31 de Dic. 1988. En proceso y circulación
Escorias intermedias	1,995.32	2.16	43.12	0.92	Inventario

TABLA 6. Consumo de materias primas y secundarias en 1990.

MATERIAL	PROCEDENCIA	TON. NETAS	TON. Sn
Concentrados	Bolivia	664.92	312.28
Concentrados	Canadá	605.32	310.47
Concentrados	China	1,116.10	685.17
Concentrados	México	73.48	26.19
Concentrados	Perú	2,558.78	1,083.16
Subproductos varios	EEUU, México	3,792.62	1,288.91
TOTAL		8,811.22	3,706.11

TABLA 7. Balance general de estaño en operaciones metalúrgicas, 1990.

PRODUCTO	TON.	% Sn	TON. Sn	% DISTRIBUCIÓN	OBSERVACIONES
Estaño refinado	3,383.48	°A	3,383.48	75.70	A terminado
Soldadura refinada	1,244.22	42.60	530.04	11.86	A terminado
Materiales en planta	2,795.60	16.12	450.72	10.08	En proceso y circulación
Escorias intermedias	2,992.34	2.37	69.55	1.56	A inventario
Escoria final	5,078.75	0.45	22.64	0.51	Al descarte
No contabilizado			13.70	0.29	Interior hornos, ductos, cajas, pérdidas
Total alimentación	11,308.88	34.96	4,470.13	100.00	Materiales con Sn
Materia prima	8,870.06	42.87	3,831.18	85.71	De muestreo
Materiales en planta	443.5	36.70	582.32	13.03	Al 31 de Dic. 1989. En proceso y circulación
Escorias intermedias	1,995.32	2.50	56.63	1.26	Inventario

COSTOS DE OPERACIÓN

El extraordinariamente alto precio del estaño entre 1979 – 1982 y las condiciones hacendarias que protegían a la producción de estaño refinado, hacían que en esa época no se preste mucha atención al detalle de los costos de producción en Metales Potosí, pues se tenía un buen mercado nacional cautivo, con poca competencia. En esa época ya se exportaban de vez en cuando nuestros productos, principalmente a Centroamérica.

Pero la crisis económica de 1982, hizo cambiar drásticamente ese comportamiento respecto a los costos y en julio de ese año realizamos un severo análisis crítico de los costos de operación, con el objetivo de cuantificarlos en detalle y tomar las medidas tendientes a reducirlos e incrementar la productividad. En 1982, el costo total anual de operaciones, en relación a los ingresos por maquilas y ventas, era muy aceptable, dado el alto precio del estaño; pero refiriéndolo a pesos o dólares por tonelada de materia prima tratada, o peor aún por tonelada de estaño producido, resultaba muy alto,

dada la pequeña capacidad de producción que teníamos, siendo manuales muchas de las operaciones auxiliares.

Comenzamos por determinar en detalle todos los conceptos de costo para cada departamento, de acuerdo al flujograma de la figura 2, desde Recepción y Muestreo hasta Refinación; así por ejemplo, refiriendo los costos a dólares por tonelada tratada, en Muestreo el concepto más caro era Análisis Químico, en Preparación de Materiales era Combustibles, en refinación era Mano de Obra, pero en relación al costo total, esos conceptos no eran importantes. En cambio en Fundición y Volatilización, que eran las operaciones más intensivas en cuanto a energía se refiere, teníamos varios conceptos altos de costo. En Fundición eran electrodos, energía eléctrica, mano de obra, carbón vegetal y refractarios, en ese orden. En Volatilización eran combustible, oxígeno, mano de obra, pirita y refractarios, en ese orden.

En junio de 1982, el costo total de operaciones por tonelada tratada era de U.S.\$ 908, muy elevada en comparación con los costos de Capper Pass, Metallgesellschaft y Gulf Chemical que se estima eran menores a ó fluctuaban alrededor de U.S.\$ 300/ton tratada. Naturalmente estos datos en esa época eran tabú. Lo que sí era muy conocido en el mercado de los concentrados de estaño, era el precio referencia que las fundidoras cobraban a los proveedores de materia prima por el tratamiento de sus concentrados (maquila), este precio era de U.S.\$ 635/ton de concentrados de 75% Sn, con deducción de 1 unidad a la ley, que se

incrementaba en 0.01 por cada punto menor a 75% Sn y por lo general no se hacían otras deducciones o castigos por impurezas, aunque a medida que se fueron agotando los concentrados filonianos de lata ley, se hacían deducciones por algunas impurezas. Pero también, por la competencia mundial, las grandes fundidoras comenzaron a bajar sus precios por tratamiento de concentrados, lo cual podían hacerlo dado el amplio margen que existía entre sus costos de operación, los precios por maquila y los precios de venta de estaño. En esos tiempos de cualquier manera el estaño era buen negocio.

Había mucho de donde reducir costos en Metales Potosí y sería largo enumerar todo lo que se hizo para reducirlos; mucho ya se mencionó en anteriores páginas y lo que hicimos “de entrada” fue parar definitivamente el pequeño Horno Eléctrico 2 (100 KVA) y el Horno de Inducción por ser las unidades de producción y recuperación más caras, precisamente por sus bajas capacidades. Naturalmente el incremento en la capacidad de producción de la planta, con las medidas que ya se mencionaron en el apartado de Producción, bajó drásticamente los costos de operación, tal como se observa en las tablas 8 y 9 y en la figura 6.

La tabla 8, muestra los costos de operación del departamento productivo correspondientes a octubre de 1987, y la tabla 9 muestra producción, costos y tipo promedio de cambio en base anual desde 1981 hasta 1990.

TABLA 8. Costos operacionales (base datos mensuales) – octubre 1987.

DESCRIPCIÓN	MUES.	PMAT.	PCLO.	FUND.	VOLA.	REFI.	TOTALES
Ton. Alimentación	1,130.46	386.00	214.33	810.17	421.10	466.94	811,00
Ton Sn producido	260.13	215.41	70.81	365.39	24.23	255.64	255,64
U. S. \$/mes	7,492	13,405	10,893	67,651	48,797	16,561	164,780
U. S. \$/ton Alim.	7	35	51	84	116	35	203
U. S. \$/ton producida	29	62	154	185	2,024	65	645

TABLA 9. Producción anual, costos y tipo de cambio (Peso – dólar).

AÑO	PRODUCCIÓN, TONELADAS		COSTO DE OPERACIÓN		TIPO DE CAMBIO PROMEDIO
	Total metálico (Sn + Pb)	Total estaño	U. S. \$/ton tratada	U. S. \$/ton Sn refinado	
1981	*	1,253	*	*	23.00
1982	*	840	908.22	*	48.85
1983	*	860	773.11	*	113.82
1984	*	1,672	*	*	*
1985	*	1,560	*	*	*
1986	2,261.64	1,893.79	171.00	709.00	645.20
1987	2,650.53	2,086.87	185.89	635.00	1,396.35
1988	2,987.28	2,808.06	221.00	775.00	*
1989	4,246.74	3,981.27	235.12	735.18	*
1990	4,629.72	3,915.52	242.00	930	2,813.00

* El autor ya no cuenta con esta información.

La tendencia al alza que se observa en la curva de costos de la figura 6 desde 1986 a 1990, se debía principalmente a que con la continua devaluación del peso frente al dólar y la creciente inflación, se incrementaban los sueldos y salarios en principio cada mes y posteriormente cada seis meses. De la misma manera los proveedores de nuestros insumos ajustaban continuamente sus precios de alza, llegando en muchos casos a la especulación.

Así por ejemplo el diesel, que en 1981 costaba U.S.\$ 0.044/litro, en 1990 llegó a costar U.S.\$ 0.32 litro y en enero de 2001, el litro cuesta U.S.\$ 0.55; más que en los Estados Unidos. El costo de la energía eléctrica en 1981 era de U.S.\$ 0.039/KWh, y en 1990 llegó a U.S.\$ 0.073 KWh. Otro insumo importante para la volatilización de estaño, era el oxígeno criogénico que en 1982 tenía para nosotros un costo promedio de U.S.\$ 0.195/m³ y en 1990 llegó a U.S.\$ 0.74 y ya no era económico para uso industrial, siendo preferible la instalación de una planta generadora de oxígeno gas en la propia fundición.

Finalmente, en la tabla 10, se muestran algunos consumos promedio de los insumos más importantes de la Fundición y Volatilización, respectivamente, haciendo notar nuevamente que los consumos de los demás departamentos de producción, incluyendo refinación, no eran muy importantes sobre el costo real, como puede observarse también en la tabla 8.

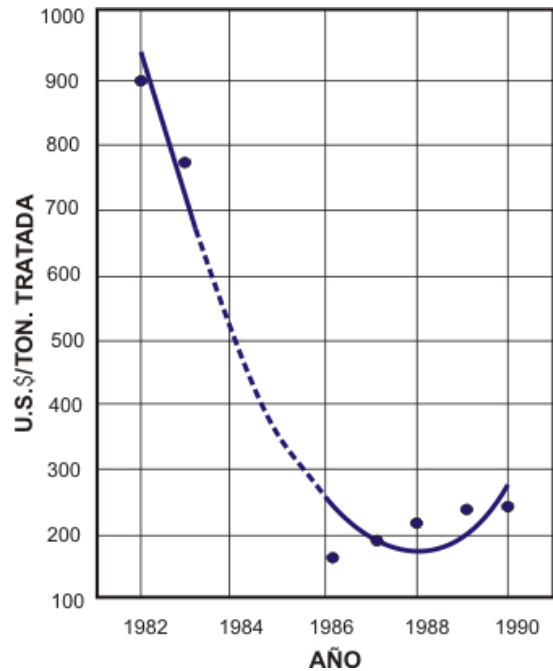


Figura 6. Costos anuales de operación.

TABLA 10. Promedio de algunos consumos importantes en Fundición y volatilización.

FUNDICIÓN		VOLATILIZACIÓN	
Consumos/ton alimentación		Consumos/ton alimentación	
Energía eléctrica	806.41 KW/h	Refractarios	12 kg
Electrodos	6.86 kg	Oxígeno	109.80 m ³
Refractarios	4.5 kg	Combustible	218.34 litros
Carbón vegetal (65% C)	114.84 kg	Aceite para compresores	0.41 litros
Piedra caliza (46% CaO)	58.9 kg	Pirita (37% S)	0.24 ton

NOBLEZA OBLIGA – RECONOCIMIENTO

El recurso más valioso de Metales Potosí en su época de crecimiento, fue sin lugar a dudas el humano. No sé desde cuándo habrá sido así, pero desde que llegue en 1979 hasta que dejé la empresa en 1991, los empleados y obreros, en general, mostraron alto espíritu de trabajo, nobleza, honradez, ganas de superación, compañerismo, respeto y buena disposición hacia el cambio. Por supuesto que no todo fue “una taza e leche”, pero en ese periodo lo bueno superaba ampliamente a lo malo.

Mi reconocimiento a los ingenieros de producción, mantenimiento y desarrollo, al personal del laboratorio químico y al personal del puesto médico, todos ellos profesionales egresados de la Universidad Autónoma de San Luís Potosí.

REFERENCIAS

1. Davey, T.R.A., The Fe – Sn phase diagram and its practical consequences for tin smelting and refining. CSIRO, Australia: Simposio Internacional del Estaño, noviembre 1977, La Paz, Bolivia.
2. Joffré, J. E., Consideraciones termodinámicas de la reducción de estaño. IIMM, Bolivia: Simposio Internacional del Estaño, noviembre de 1977, La Paz, Bolivia.
3. Joffré, J. E., 1978, Termodinámica Metalúrgica, segunda edición ampliada, Depto. de Publicaciones, Facultad Nacional de Ingeniería, UTO, Bolivia, 185 p.
4. Wright, P. A., 1982, Extractive Metallurgy of tin, second edition, Elsevier, New York, 329 p.

5. Osborn, E. F. y Muan, A., Diagramas a equilibrios de fases de sistemas oxidados. IIMM, Oruro, Bolivia, 1976, 8 p.
6. Joffré, J. E., Escorias de plomo. Informe DM13, IMMSA, San Luís Potosí, México, enero 1992, 37 p.
7. Davey, T.R.A., and Delholm, W.T., South American visits, Noviembre 1977: División of Chemical Engineering, CSIRO, Australia, January 1978.
8. FOO, K. A., Abminco, N. L., Melbourne, Victoria, Australia. Correspondencia personal, septiembre 16, 1977.
9. Floyd, J. M., CSIRO, Div. of Mineral Engineering, Clayton, Victoria, Australia, correspondencia personal, febrero 14, 1978.
10. Floyd, J. M., CSIRO, Div. of Mineral Engineering, Clayton, Vistoria, Australia, correspondencia personal, abril 28, 1980.
11. Contreras, S. G., 1983, Recuperación de estaño y otros valores a partir de materiales residuales complejos: tesis Ingeniero Metalurgista, UASLO, México, 85 p.
12. Zuozhong, Y., Yunan Tin Corporatioon, carta a Metales Potosí, S. A., noviembre 22, 1988.
13. Padilla, D. R., Joffré, J. E. y Fernández N. J., Eliminación de bismuto de concentrados de estaño por tostación clorurante: Procesamiento de Minerales, IKnst. Metalurgia, UASLP, México, No 4, año ii, diciembre 1994, p. 6-13.
14. Joffré, J. E., Volatilización de bismuto por tostación clorurante. Una investigación de laboratorio aplicada a la industria: Procesamiento de minerales, Inst. de Metalurgia, UASLP, México, No 5, año III, junio 1955, p 3-9.