

Resúmenes

En esta sección se publican resúmenes de los trabajos de graduación defendidos en la Carrera de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de Materiales, en todas las modalidades de graduación vigentes para obtener el grado de Licenciado en Ingeniería Metalúrgica, con el fin de difundir parte de la investigación que se desarrolla en esta institución.

En la Revista Metalúrgica 32, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta el año 1973. En la Revista 33 se publicaron los trabajos defendidos entre los años 1973 y 1978. En el presente número, se publican los trabajos de graduación entre los años 1979 - 1983.

Aplicación de campos eléctricos de alta tensión al beneficio de minerales

Luis Humberto Rivera Veliz

Catedrático consejero: Alfredo Cuadros Paz

1979

El proceso de separación en campos eléctricos de alta tensión es una alternativa para la recuperación de los minerales de las menas o concentrados complejos, cuando éstos no responden satisfactoriamente a los métodos usuales de separación y concentración.

Este proceso considera fundamentalmente la diferencia de conductibilidad eléctrica de las partículas.

Se efectuaron pruebas con muestras sintéticas para tres sistemas:

- Casiterita – scheelita
- Casiterita – turmalina
- Estibina – galena

Con el objeto de establecer la influencia de las variables más importantes como: la velocidad y diámetro del rotor, el voltaje y la distribución de tamaños del mineral. Los factores estudiados incluyen la posición de los electrodos y cortadores.

Con los índices metalúrgicos obtenidos en el presente estudio se realizó una aplicación a muestras reales para sistemas:

- Casiterita – scheelita
- Casiterita – turmalina

Para el primer sistema real se obtuvieron los siguientes resultados:

TRATAMIENTO A ALTA TENSIÓN DE LA MUESTRA “CONCENTRADO COMPLEJO CHOJLLA”

Granulometría original: - 20 mallas

PRODUCTO	% Peso	% Sn	% Dist.	% WO ₃	% Dist.
CONDUCTOR (casiterita – wolframita)	77.79	71.42	95.57	2.92	25.35
NO CONDUCTOR (Scheelita-cuarzo)	21.44	10.83	3.99	30.65	73.23
Fracción no tratada (fracción -325 #)	0.77	33.22	0.44	16.53	1.42

Para completar el proceso, fue necesario realizar separación magnética de la wolframita a partir del producto “conductor” (con el propósito de obtener un concentrado de wolframita y otro de casiterita), y concentración gravimétrica de la schelita del producto “no conductor”, habiéndose obtenido los siguientes resultados finales:

RESUMEN GENERAL DEL TRATAMIENTO A ALTA TENSIÓN, MAGNETISMO Y GRAVIMETRÍA DE LA MUESTRA “COMPLEJO CHOJLLA”

PRODUCTO	% Peso	% Sn	% Dist.	% WO ₃	% Dist.
NO-MAGNETICO (Conc. Casiterita)	75.04	73.65	95.07	0.97	8.09
MAGNETICO (Conc. Wolframita)	2.75	10.66	0.50	56.23	17.26
CONCENTRADO MESA (Conc. Scheelita)	10.55	21.59	3.92	61.12	71.90
COLA MESA	10.89	0.39	0.07	1.10	1.33
Fracción no tratada (-325 #)	0.77	33.22	0.44	16.53	1.42
CABEZA CALCULADA	100.0	58.13	100.0	8.97	100.0

Para el sistema casiterita-turmalina se trabajó con un concentrado de flotación proveniente de las espumas Kenko (E. M. Catavi), y con un concentrado gravimétrico fino proveniente del Ingenio Sala-Sala (E. M. Quechisla), obteniéndose los siguientes resultados:

SEPARACIÓN A ALTA TENSIÓN CON LA MUESTRA PROVENIENTE DEL CONCENTRADO KENKO

Granulometría del material: 94% menor a 325 mallas

Producto	% Peso	% Sn	% Dist.
Conductor	28.54	32.42	76.40
No conductor	71.46	4.00	23.60
Cabeza calculada	100.00	12.11	100.00

SEPARACIÓN A ALTA TENSIÓN CON LA MUESTRA PROVENIENTE DEL INGENIO SALA-SALA

Producto	% Peso	% Sn	% Dist.
Conductor	13.52	20.34	70.04
No conductor	86.48	1.36	29.96
Cabeza calculada	100.00	3.92	100.00

La separación de galena-estibina (mezcla sintética) no fue exitosa y para mejorar la separación se efectuaron pruebas empleando reactivos tales como: peróxido de sodio, sulfuro de sodio, cloruro férrico y otros para cambiar las propiedades superficiales de conductividad. Los mejores resultados se obtuvieron con el dicromato de potasio y sulfuro de sodio.

Segregación de estaño

Serafín Guzmán Soliz

Catedrático consejero: Juan E. Joffré E.

1978

El presente trabajo analiza una alternativa pirometalúrgica para el tratamiento de minerales oxidados de estaño, refractarios a los métodos convencionales de concentración, basada en el desarrollo de la nueva tecnología de "segregación" de minerales refractarios de cobre. Éste proceso se realiza calentando el mineral de estaño molido, en mezcla con cantidades determinadas de reductores carbonáceos, cloruro de sodio y humedad. Durante el calentamiento, el estaño pasa a su fase metálica condensándose sobre las partículas de carbón, a través de una secuencia de reacciones químicas que tienen lugar dentro la cámara de segregación.

En el proceso de segregación de estaño intervienen los siguientes parámetros: a) temperatura, b) % agente clorurante, c) % agente reductor, d) % humedad, e) granulometría del mineral y f) tiempo de tratamiento; los mismos que fueron estudiados para determinar las condiciones más favorables de tratamiento y tener una óptima eficiencia del proceso, obteniéndose que las mejores condiciones de operación del proceso de segregación de estaño son las siguientes:

- Temperatura de tratamiento 930 – 950 °C
- Carbón 4 – 4.5%

Agente clorurante	5%
Humedad	2%
Granulometría del mineral	- 14 #
Granulometría del NaCl	- 14 #
Tiempo de tratamiento	60 minutos
Presión de trabajo	Atmosférica

Las cantidades de agente clorurante, carbón y humedad, están expresadas en por ciento peso del mineral.

Los resultados de cada prueba de segregación fueron evaluados por lixiviación del estaño metálico de la carga segregada con ácido clorhídrico, y establecen que es posible obtener una segregación del 92%, demostrando que la aplicación del proceso a los minerales oxidados de baja ley, es técnicamente factible, con resultados satisfactorios.

La separación del estaño segregado del resto del mineral es un problema complejo. Se recomienda un programa de trabajo para estudiar algunas alternativas que en pruebas preliminares dieron resultados atractivos.

Control de las propiedades reológicas de las pulpas pesadas en los procesos de sink and float de Siglo XX - E. M. Catavi

José Córdoba Eguivar

Catedrático consejero: Antonio Salas Casado

1978

La eficiencia de la separación de minerales por sink and float depende de las propiedades reológicas de las pulpas pesadas, particularmente de la máxima gradiente de cizalladura (frontera de Bingham), la viscosidad y la estabilidad. Estos parámetros tienen especial significado en el tratamiento de partículas pequeñas o de minerales con reducidas diferencias de pesos específicos.

En este trabajo se revisan las propiedades físicas y mecánicas de las pulpas de sink and float de Siglo XX, y a través de consideraciones teóricas y prácticas se analiza la posibilidad de mejorar las operaciones sin cambiar el contenido de lamas que pudieran tener las pulpas, con el concurso de tensoactivos y reguladores de pH, que mejoran las propiedades mencionadas en suspensiones de ferosilicio.

Pruebas de preconcentración, realizadas con y sin Orzan S, empleando muestras de Siglo XX, revelaron que al mejorar las propiedades de las pulpas se obtiene un incremento substancial en la eficiencia del proceso.

Investigación sobre la fabricación del carbón vegetal con maderas bolivianas

Rómulo Gutiérrez Ríos

Catedrático consejero: Luis Sivila Sarmiento

1979

El presente trabajo experimental, ha tenido como finalidad, efectuar diferentes comparaciones de cada una de las especies de maderas utilizadas en la fabricación de carbón vegetal (molle, yareta, thola, quebracho colorado, algarrobo y eucalipto), analizando los siguientes puntos:

1. Facilidad de crecimiento.
2. El tiempo de regeneración, para alcanzar una altura óptima para efectuar el talado.
3. La compactabilidad de las maderas.
4. El peso específico.
5. El grado de transformación de carbón, o sea la cantidad de carbón que se obtenga de un determinado peso de madera.
6. Los diferentes tiempos de carbonización.
7. La cantidad de condensado recibido
8. La calidad de estos carbones, que ésta determinada principalmente por: humedad analítica, materia volátil, cenizas, carbono fijo, grado de reductibilidad y poder calorífico.
9. Pesos específicos obtenidos de los diferentes carbones y a diferentes temperaturas de carbonización.
10. El destilado de la madera, se ha recibido en una cámara de choques, determinando posteriormente su olor, su color, las densidades, pH, viscosidad y la cantidad de alquitrán obtenido.

Efectuadas estas comparaciones, sólo dos tipos de maderas resultan ser aptas para la fabricación del carbón vegetal y poder ser utilizados como agentes reductores en los procesos metalúrgicos, estos son: el quebracho colorado y el eucalipto.

Como una complementación al presente estudio, se han considerado los siguientes factores:

- Posibles ubicaciones de zonas de forestación, con respecto a las plantas metalúrgicas del país.
- Designación de áreas de producción de maderas.
- Tonelaje de madera a producir en estas áreas.
- Tonelaje de madera a procesar, de modo que llegue a satisfacer el consumo de carbón vegetal, por parte de las diferentes fundiciones del país.
- Posibles tipos de hornos y medios de transporte.

Análisis de pre-concentrabilidad para la mena estañífera de la Empresa Minera Viloco

Carlos Garrón Ugarte

Catedrático consejero: Alfredo Cuadros P.

1979

Las características mineralógicas actuales de los yacimientos estañíferos, hacen obligatoria la consideración de etapas de pre-concentración en el beneficio de estos minerales, para mantener los costos de inversión y tratamiento en niveles razonables. Los procesos de pre-concentración más usuales son: pre-concentración en baños estáticos de medios densos y pre-concentración en jigs.

Una de las características mineralógicas de nuestros yacimientos es su diseminación, que obliga a una fuerte reducción de tamaños, para lo cual, es necesario considerar nuevas técnicas de pre-concentración. El trabajo es un análisis de pre-concentrabilidad que trata de establecer el método o combinación de métodos de pre-concentración aplicables al mineral denominado "Explotación Futura" de la E. M. Viloco que proviene de un yacimiento polimetálico; para el efecto se han probado tres procesos:

- Pre-concentración en baño estático de medios densos.
- Pre-concentración en ciclón con medios densos.
- Pre-concentración en jig hidráulico.

Se efectuaron estudios preliminares en líquidos pesados para las fracciones -1", + ¼" y - ¼", + 1 mm, consideradas susceptibles a ser pre-concentradas, con objeto de establecer la aptitud al tratamiento de este material y la precisión de una separación basada en densidad.

Con los índices metalúrgicos obtenidos en el análisis de líquidos pesados, que mostraron que sólo a densidades mayores a 2.90 g/cc existen condiciones favorables para pre-concentrar este material, se realizaron pruebas metalúrgicas de pre-concentración en baño estático de medios densos para la fracción -1" y + ¼", y pre-concentración en ciclón con medios densos y jig hidráulico para la fracción - ¼" + 1 mm.

En el primer proceso, a densidad de pulpa del baño de 2.90 g/cc, se obtuvo el siguiente resultado:

	% Peso total	% Sn	% Recup. total
Pre-concentrado	34.08	1.18	48.15
Cola	27.00	0.30	9.70

En la pre-concentración en ciclón de 4 pulgadas de diámetro, se estudiaron como variables: el diámetro del ápex, la densidad de pulpa de alimentación y la presión de alimentación. Los niveles de estas variables, encontrados óptimos a escala de laboratorio son los siguientes:

- Diámetro de ápex ¾ pulg
- Densidad de pulpa de alimentación 2.60 g/cc
- Presión de alimentación 15 lb/pulg²

Bajo estas condiciones se obtuvo el siguiente resultado:

	% Peso total	% Sn	% Recup. total
Pre-concentrado	12.39	1.12	16.36
Cola	8.67	0.20	2.05

Competitivamente, se aplicó a la fracción - ¼" + 1 mm la pre-concentración en jig hidráulico, estudiándose la influencia del caudal de agua y la influencia de la longitud del golpe, este proceso tuvo menor rendimiento que el logrado aplicando el ciclón con medios densos a esta misma fracción. Bajo las mejores condiciones de trabajo: caudal de agua 6 l/min y longitud de golpe 3/8", se obtuvo el siguiente resultado:

	% Peso total	% Sn	% Recup. total
Pre-concentrado	10.34	1.03	12.69
Cola	10.72	0.45	5.74

Considerando las etapas de preconcentración en cono y ciclón como las más adecuadas, se puede resumir la preconcentración del mineral "Explotación Futura" de la E. M. Viloco en el siguiente balance metalúrgico.

RESUMEN GENERAL DEL ANÁLISIS DE PRECONCENTRABILIDAD DEL MINERAL "EXPLOTACIÓN FUTURA" DE LA E. M. VILOCO.

Producto	% Peso	% Sn	% Dist.
Preconcentrado cono	34.08	1.18	48.15
Preconcentrado ciclón	12.39	1.12	16.38
Fracción -1 mm no tratada	17.86	1.10	23.72
Alimentación a ingenio	64.33	1.15	88.25
Cola cono	27.00	0.30	9.70
Cola ciclón	8.67	0.20	2.05
Cola final	35.67	0.27	11.75
Cabeza calculada	100.00	0.83	100.00

Tratamiento tentativo del mineral complejo de la Empresa Minera Bolívar

Octavio Hinojosa Carrasco

Catedrático consejero: Luis Sivila Sarmiento

1979

La mayor parte del mineral de Empresa Minera Bolívar, es comercializado al exterior (guía mina), sin que reciba tratamiento metalúrgico, esto debido a su naturaleza compleja y difícil tratamiento por procesos físicos y físico-químicos (gravimetría, flotación y otros). La venta de éste complejo es desfavorable debido a que se imponen fuertes castigos por el contenido de impurezas y los gastos de fundición son altos.

El mineral indicado ha sido sometido a un proceso mixto de tostación-lixiviación, en escala de laboratorio, para eliminar las impurezas y elevar la ley de los elementos valiosos. Se ha estudiado en la etapa de tostación el efecto del tiempo, la temperatura, flujo de aire, tamaño de grano y cantidad de carbono. En la etapa de lixiviación se ha estudiado la influencia del tiempo, del solvente y de la temperatura.

En la etapa de tostación el antimonio, arsénico y azufre se eliminan en 92.55%, 54.35% y 96.05%, respectivamente, y los elementos valiosos se enriquecen en 62.45% el estaño, 48.48% el plomo, 68.80% el zinc y 41.21% la plata.

En la lixiviación se disuelve más del 95% del zinc, el antimonio 50%, el arsénico 42.85% y el azufre 65%, empleando ácido sulfúrico de baja concentración, al mismo tiempo el estaño,

plomo y plata se enriquecen hasta 436.43%, 339.39% y 215.99%, respectivamente.

Remoción térmica de bismuto del estaño

Alvaro Rejas Villarroel

Catedrático consejero: Rafael Padilla Durán

1980

Se muestra el comportamiento de bismuto presente en los concentrados de estaño bolivianos, y se demuestra con fundamentos teóricos y prácticos la necesidad de refinar el bismuto del estaño.

El sistema Bi-Sn forma solución ideal: por esta razón, la eliminación del bismuto se ve favorecida usando elementos más activos (Zn, Mg, Na), que no reaccionan con el estaño.

La optimización de la remoción térmica de bismuto del estaño, se lleva a cabo empleando diseño factorial de uso apropiado para este propósito.

Se estudian posibilidades de relimpieza de reactivos excedentes en el metal por oxidación y cloruración.

Finalmente, se determinan relaciones aceptables en las cantidades apropiadas de reactivos para la remoción óptima de bismuto del estaño en función del contenido inicial de impureza.

Preconcentración en jigs con pulpas pesadas

Napoleón Jacinto Eulate

Catedrático consejero: Antonio Salas Casado

1980

La minería boliviana confronta grandes dificultades en la concentración de sus minerales emergentes de la explotación de zonas mineralizadas en continuo empobrecimiento y disminución constante de leyes, lo que obliga a recurrir a sistemas de pre-concentración que deben adaptarse a las características cambiantes de las menas.

Para tratar de resolver este problema, se ha estudiado sistemáticamente la concentración en jigs con pulpas pesadas comparando sus resultados con los que se obtienen en un jig hidráulico.

La pre-concentración en jig con pulpa pesada ofrece las siguientes ventajas:

Facilita el trabajo del jig ya que se disminuye la velocidad de pulpa necesaria en el sedimento de carga, para provocar su adecuada dilatación.

En menas de fácil concentrabilidad, el método estudiado permite obtener mejores eficiencias y grados de enriquecimiento que los logrados en los jigs hidráulicos.

Para las menas que son difíciles de tratar en jigs hidráulicos, se ofrece la alternativa de pre-concentración en jig con pulpa, como “efectiva” solución al problema de tratamiento.

Recuperación del estaño de los pre-concentrados de baja ley de la Empresa Minera Colquiri por volatilización

Eloy Terceros Urquieta

1980

Este estudio se llevó a cabo para proporcionar y solucionar los problemas que se tienen con los minerales de la Empresa Minera Colquiri (COMIBOL), mediante el proceso de la volatilización de minerales de estaño de baja ley. Las investigaciones del presente trabajo están basadas en una parte teórica extractada de la literatura existente sobre el caso, y otra experimental; todas las investigaciones se las efectuaron en el laboratorio experimental y laboratorio químico de la Empresa Metalúrgica Oruro dependiente de COMIBOL.

Los resultados obtenidos demuestran las condiciones bajo las cuales se puede convertir la casiterita (SnO_2) en sulfuro estannoso, para su respectiva volatilización por reacción del azufre elemental y la piritita, bajo la influencia de los siguientes parámetros: temperatura, tiempo, relación S:Sn y SiO_2 :FeO.

Las investigaciones del presente trabajo también comprenden que, a los minerales de Colquiri se ha dosificado con otros minerales de estaño de baja ley de diferentes procedencias, con el objeto de mejorar el tratamiento y obtener resultados óptimos.

Refinación Pirometalúrgica del estaño: remoción del plomo

Oscar Valenzuela Espinoza

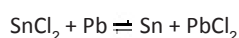
Catedrático consejero: Hilarión Portillo Q.

1980

El presente trabajo es un estudio teórico y experimental de la remoción de plomo del estaño líquido mediante adición de solución de SnCl_2 y agitando a la temperatura de 240°C ($\pm 5^\circ\text{C}$).

La sal fundida del sistema $\text{PbCl}_2 - \text{SnCl}_2$ forma solución ideal, y a la temperatura de operación del presente trabajo se encuentra al estado sólido.

Mediante el análisis termodinámico del proceso y aplicándolo a la práctica, se mejora la técnica operacional y se logra determinar el límite operativo de la eliminación de plomo, mediante cloruración a temperaturas de 240°C ($\pm 5^\circ\text{C}$), basado en la reacción reversible:



Cuyo valor alcanza a 325 g/t (0.0325% Pb) en el equilibrio.

Se determinan relaciones aceptables de las cantidades apropiadas del reactivo de refinación, y las condiciones de operabilidad para la remoción máxima de plomo en función del contenido inicial de la impureza.

Al efectuar la remoción de plomo, se obtiene “escoria de cloruros”, llamados comúnmente “drosses”, con contenidos de estaño y plomo bastante altos, representando un material de circuito cuyo costo de tratamiento pirometalúrgico es de consideración, ocasionando pérdidas que alcanzan el valor de 15%.

Se estudia la posibilidad de recuperar el estaño y obtener un subproducto comerciable de plomo, aplicando el campo de la hidrometalurgia cuyo costo es bastante bajo, logrando recuperaciones del 95%, inclusive.

La escoria de cloruros presenta solubilidad completa en soluciones de salmuera acidificada.

La recuperación de estaño se la efectúa por la operación denominada “cementación” con zinc metálico, obteniéndose recuperaciones del 94%.

La obtención de un sub-producto de plomo en forma de cloruro plumboso, se lleva a cabo por precipitación química de la solución preñada a temperaturas de $10 - 15^\circ\text{C}$, de éste modo se obtuvieron recuperaciones del 52%.

Reducción experimental de óxidos de hierro en termobalanza

Iver Céspedes Caba

Catedrático consejero: Emil Lieberman

1980

El presente trabajo consiste en la determinación de la reductibilidad de minerales de hierro, provenientes de dos yacimientos nacionales: Mutún y Changolla. A su vez se efectúa una comparación con minerales provenientes de Méjico, los cuales actualmente están siendo procesados por métodos de reducción directa.

Por razones obvias, se puso mayor énfasis en el estudio de los óxidos de hierro provenientes del gigantesco yacimiento del Mutún.

Para este estudio se utilizó como equipo primordial una termobalanza, compuesta esencialmente por un horno eléctrico, una balanza de lectura directa y un reactor de tubo de cerámica.

Las pruebas experimentales fueron efectuadas utilizando hidrógeno como gas reductor.

Se determinó la influencia de la temperatura, de la cantidad relativa de gas reductor, de la ley del mineral y del tamaño de grano; en el entendimiento de que estos son los factores que esencialmente intervienen en la cinética de reducción.

De acuerdo con los resultados obtenidos, se observa que el mineral proveniente del Mutún es el que muestra mayor reductibilidad.

Estudio de flotación básica de antimonita y su selectividad frente a otros minerales sulfurosos

J. Adrián Velasco Ch

Catedrático asesor: Juan Carlos de la Fuente

1980

Se han realizado estudios de microflotación con antimonita activada con cobre y plomo para determinar sus efectos. El sistema de depresión está estrechamente relacionado a la formación de los coloides de hidróxido de cobre y plomo, y es también dependiente del potencial zeta.

La adición de iones férricos provoca fuerte depresión de la antimonita por medio de la formación de un compuesto de superficie, o tal vez, por un bloqueo de de dichas sales a través de la cual el colector xantato no puede actuar en la superficie del sólido.

Se han determinado zonas y esquemas para una flotación selectiva entre sulfuros de Pb, Sn y Zn, aprovechando las diferentes respuestas hacia el ión Fe^{+3} .

En flotaciones de celda unitaria, se ha logrado una exitosa separación selectiva de una mena formada por pirita, arsenopirita y antimonita, por depresión de éste último mineral.

Reducción directa de óxidos de hierro del Mutún en lecho fluidizado

Edgar Venegas Ledo

Catedrático consejero: Jörg Steinhauser

1980

La reducción directa de minerales de hierro del Mutún en lecho fluidizado, es un proceso que puede aplicarse con resultados satisfactorios a la obtención del hierro esponja.

El presente estudio estuvo circunscrito a determinar los efectos e interacciones de los factores: tamaño de grano, temperatura, tiempo de retención y composición gaseosa; con una significación del 95%. Siendo el grado de metalización la variable respuesta.

Muestras de 15 gramos fueron reducidas en un reactor de lecho fluidizado de laboratorio, determinándose que las variables significativas en el rango estudiado son: el tamaño de grano, la temperatura y el tiempo de retención.

Los resultados indican que a 700 °C, un tiempo de retención de 20 minutos y un tamaño de grano comprendido entre -28#

+35#, permiten lograr grados de metalización del 94%. El aumento de la temperatura por encima de este valor, no reporta grandes beneficios; mas por el contrario, puede causar el quebrantamiento del lecho debido a que se presentan principios de sinterización.

Recuperación de cobre, plata y bismuto a partir de matas de la fundición de bismuto de Telamayu

Zenobio Tapia Barrios

Catedrático consejero: Juan E. Joffré E.

1980

Las matas provenientes de la Fundición de Bismuto de Telamayu, contienen elementos valiosos como cobre (7.2%), plata (2.025 DM) y bismuto (0.24%), que deben ser recuperados en forma de productos comerciales.

El proceso de oxidación selectiva por soplado con aire en presencia de sílice, constituye una excelente alternativa para la recuperación de valores metálicos de las matas. Se determinaron a escala de laboratorio las condiciones más favorables para este proceso, utilizando arena sílicea de 72.94% de pureza. Estas fueron:

- Temperatura	> 1,200 °C
- Arena sílicea	≈ 0.48 t/t mata
- Tiempo de soplado	5 min
- Flujo de aire	24 l/min
- Tiempo de asentamiento	5 – 10 min
- Agente fluidificante	no requerido

En las mejores condiciones de operación, se obtuvo metal blanco con un promedio de 78% Cu, 21 DM Ag, 0.8% Bi y escorias descartables con 0.38% Cu, 0.06 DM Ag y 0.098% Bi, que corresponden a recuperaciones de 94% Cu y ≈ 98% Ag, con grados de volatilización de 33% Bi.

La adición de calcopirita o pirita eleva aun más las recuperaciones de cobre-plata en el metal blanco, y promueve la volatilización de mayor cantidad de bismuto.

La oxidación de metal blanco, en una segunda etapa, permite obtener cobre blíster con una composición aproximada de 98.4% Cu, 0.4% Bi, 33 DM Ag y 26 g/t Au.

Se estima que el costo de operación para el tratamiento de 584 t/mes, sería aproximadamente \$us 30.47 por tonelada de mata.

Es recomendable la proyección del proceso a escala piloto con miras a la instalación de un horno para el tratamiento de sub-productos (matas y otros), integrado a la planta de Fundición de Bismuto de Telamayu, se considera que el costo de instalación sería bajo en comparación con las de otras alternativas existentes.

Volatilización de estaño de minerales sulfurosos por fusión-soplado

Jorge Camargo Bayá

Catedrático consejero: José María Fernández I.

1981

Un método de volatilización de estaño, cual es el tratamiento de minerales altamente sulfurosos y pobres en estaño por fusión-soplado, fue probado a nivel de laboratorio. Este método se realizó a altas temperaturas, hasta el orden de los 1,200 °C, y consistió en fundir el mineral para luego soplar la masa fundida aún con contenidos de estaño.

Se trató por éste método una clase de mineral proveniente de Canutillos, el cual contenía: 3.8% Sn, 28,6% S, 27.8% Fe, 3.6% Al_2O_3 y otros, pero sin CaO. La cantidad de mineral que se utilizó para cada prueba fue de 100 g, el cual se mezcló con óxido de calcio (97% CaO) y carbón coque (80% C), en cantidades de 5% peso de cada uno de ellos con relación al peso de mineral. El mineral así mezclado, se introdujo en un crisol en un horno eléctrico de resistencia, a fin de determinar primeramente el tiempo y la temperatura de fusión. El área y el volumen de fusión empleados fueron de: 28.3 cm² y 85 cm³, respectivamente. Para la fusión se siguió tres alternativas, siendo la primera base para la realización de las otras dos siguientes, las cuales fueron:

- Temperatura y tiempo variables gradualmente. Se inicio a 960 °C y se incrementó hasta 1,200 °C, al igual que el tiempo hasta 60 min.
- Temperatura variable y tiempo constante, desde 900 °C hasta 1,200 °C, en tiempos de 60 min.
- Temperatura constante y tiempo variable, se realizó a 1,200 °C y tiempos hasta 90 minutos.

En los tres casos, al final de los 60 minutos de fusión se obtuvo una masa (mata-escoria) completamente fundida y de baja viscosidad, es decir, apta para la realización del soplado. Las extracciones logradas al cabo de la fusión, para la temperatura y tiempo requeridos (1,200 °C y 60 minutos) fueron de: 71, 72 y 74%, respectivamente. De manera que, en los dos primeros casos las extracciones fueron prácticamente iguales, con una diferencia de tres y dos puntos respecto al tercer caso; lo cual significa la inexistencia de diferencias muy notorias entre una u otra alternativa seguida.

El soplado de la masa fundida se realizó a la temperatura del horno igual a 1,200 °C, luego de 60 minutos de fusión gradual del mineral, al cabo de la cual la masa tenía un promedio de 1% Sn y 12% S. El soplado sumergido se realizó mediante una lanza de porcelana de diámetro interno de 3 mm. El gasto y la presión de aire utilizados fueron de: 5.3 l/min y 60 mm H₂O, respectivamente. Los cocientes de volúmenes de aire, experimental a calculado con relación al peso del mineral variaron entre 0.9 a 1.2. Y los intervalos de tiempo de soplado de: 7-9 a 10-9 min-s. De manera que, al final del soplado, el residuo tenía un promedio de 0.5% Sn. Por consiguiente, se alcanzaron promedios de extracciones de estaño de 71 y 87%, después de la fusión y el soplado, respectivamente.

Por el empleo del cociente de volúmenes de aire de 1.0, se obtuvo 2% S en el resultado final, lo que representó un 5% FeS que quedó en el mismo, con lo que ya fue posible garantizar la ninguna o poca formación del compuesto magnetita. Con este cociente se consiguió una extracción de estaño de 87% para un tiempo de soplado de 12.5% en relación al tiempo total del proceso. El empleo de cocientes de volúmenes específicos de aire mayores a 1.0 dio lugar a oxidaciones casi totales del azufre del sulfuro ferroso, como es el caso del cociente igual a 1.2 con el que se obtuvo 0.6% de azufre en el residuo, lo cual no es conveniente para el proceso, pese a que se consiguió una extracción de 90% de estaño.

Por otra parte, sin tener en cuenta el azufre como FeS que debe quedar en el residuo o escoria final, ni el requerido para la sulfurización, el cociente óptimo de volumen específico de aire fue igual a 0.64.

El cociente de fusión o fundición específica que se consiguió para el mineral fue igual a 1.0 t/m³h.

Como en todos los procesos de volatilización de este tipo, los productos obtenidos fueron: gases sulfurosos principalmente y otros, conteniendo en estos a los volátiles compuestos estañíferos, además de una escoria como residuo final con un contenido promedio de: 43% SiO₂, 31% Fe, 6% CaO, 5% Al₂O₃ y otros.

Tratamiento de matas por el proceso Arbiter

Félix Espinoza Michel

Catedrático consejero: Klaus Daiger

1981

En la actualidad en Bolivia, los minerales con un contenido rico en minerales valiosos, están prácticamente agotados, salvo raras excepciones. Haciéndose cada vez más patente, la extracción de minerales complejos más y más abundantes a medida que pasa el tiempo. Lo cual exige a los ingenieros, un mayor cuidado en la elección del proceso, de manera que sea el más selectivo posible, libre de la restricción de cualquier parámetro, para poder recuperar todos los metales de valor potencialmente comerciables. Esto naturalmente, exige una mayor y más completa tecnología, lo cual redundará tanto más en lo económico. En éste concepto, el proceso escogido para la presente investigación es el "Arbiter", calificado como uno de los más selectivos, y tal vez, capaz de competir con cualquier proceso de fusión (1, 2).

Este proceso, al parecer podría aplicarse a una variedad de complejos, libre de la exigencia de la alimentación (vital en algunos procesos). Denominado "Proceso no Convencional", fue aplicado a las características físicas y químicas de las matas de la fundición de Telamayu.

Las reservas de este material existentes en la COMIBOL van en aumento, a un ritmo de casi 12 t/día, acumulándose a las aproximadamente 39,400 toneladas ya existentes; éstas son principalmente ricas en cobre (7.13%), plata (2.025 DM), pudiendo tratarse de una manera bastante ventajosa. El proceso "Arbiter", ofrece una serie de opciones, dependiendo de las características del mineral complejo a tratarse, como en el caso nuestro, donde: además de alcanzar tecnológicamente una excelente disolución de cobre, ser descartado el hierro fácilmente (como Fe_2O_3 y FeS_2), y ser rechazado el azufre como sulfato de amonio; se logra la eliminación considerable de las impurezas perjudiciales (ver tabla 72), obteniéndose una solución preñada bastante limpia y fácil de ser tratada en el próximo paso de extracción de metal.

En la segunda y tercera etapas, también se puede observar el buen comportamiento del sistema empleado, y ello puede ser demostrado observando las tablas 84 y 100, para la extracción de la plata y el bismuto, respectivamente; de donde, además de tener soluciones concentradas que pueden denominarse limpias, se tienen extracciones bastante considerables, lo cual indica que con la mata experimentada bajo las condiciones aquí establecidas, el proceso "Arbiter", bajo cuyos principios se trabajó, a demostrado ser bastante bueno.

Eliminación de plomo, bismuto, arsénico y antimonio de crudos de estaño por refinación en vacío continuo

Jaime Villarroel Almaraz

Catedrático consejero: Raúl Torrico L.

1982

La práctica de la refinación en vacío de estaño, requiere de una mejor información sobre el diseño del horno mismo y de la termodinámica de vaporización de los metales volátiles.

La eliminación del plomo, bismuto, arsénico y antimonio de estaño crudo, fue determinada utilizando el método de destilación al vacío, bajo presiones reducidas y temperaturas altas.

La máxima velocidad de eliminación del metal volátil a temperaturas diferentes está dada por:

$$W = 0.0583 P_v \left(\frac{M}{T_v} \right)^{\frac{1}{2}}$$

La velocidad del metal removido por evaporación a temperatura constante está expresada por:

$$-\frac{dc}{dt} = k \cdot c$$

La presión de vapor se incrementa rápidamente con el aumento de la temperatura y está representada por la siguiente ecuación:

$$\log P = \frac{a}{T} + b \log T + cT + d$$

En vacío todos los gases reales se comportan como ideales, en tanto que el gas no se acerque a la condición de vapor saturado. Esto mientras que la presión sea algo más baja que la presión de vapor en equilibrio con la fase sólida o líquida a la temperatura considerada.

La remoción por destilación en vacío del plomo y bismuto es muy efectiva, y se alcanzaron bajos contenidos residuales en el metal refinado. Para la remoción del arsénico y antimonio es un tanto compleja y difícil, especialmente cuando éstas están en concentraciones mayores en el metal inicial.

El estaño refinado en vacío en el presente trabajo, en las condiciones consideradas óptimas, partiendo de un estaño crudo de 98.14% Sn, 0.55% Pb, 0.38% Bi, 0.50% As y 0.115% Sb, sometido previamente a refinación térmica de Fe, Cu y Ni, se alcanzaron los siguientes resultados bajo condiciones de trabajo de: 1,300 °C, 10-2 Torr y 30 minutos de proceso; Sn 99.94%, Pb 0.004%, Bi 0.002%, Sb 0.011% y As 0.031%. La pureza del estaño refinado llena ampliamente los requisitos comerciales de grado A-1.

Obtención de zinc metálico

Víctor Hugo Méndez Ugarte

1982

En el presente trabajo se efectúa un análisis sobre las ventajas y desventajas que ofrecen los procesos más conocidos para la obtención de zinc metálico existentes en países industrializados y su posible aplicación en nuestro país.

Se establece que el proceso electrolítico se presenta como el más ventajoso, frente al resto de los procesos pirometalúrgicos considerados:

- Proceso de retorta horizontal
- Proceso de retorta vertical New Jersey
- Proceso Imperial Smelting
- Procesos electrotérmicos

A partir de una mezcla de concentrados bolivianos, cuya composición es: Zn = 54.31%, S = 33.03%, Fe = 8.22%, As = 0.04%, Sb = 0.02%, Cu = 0.66%, Pb = 0.51%, SiO_2 = 1.41%, CaO = 0.59%, Al_2O_3 = 1.55%, se determinó la influencia de los diferentes parámetros que intervienen en cada una de las etapas del proceso electrolítico. Las condiciones encontradas como las más adecuadas a nivel de laboratorio, fueron:

TOSTACIÓN

Temperatura	780 °C (± 10 °C)
Tiempo	4.0 – 4.5 h

LIXIVIACIÓN ÁCIDA

Concentración disolvente	200 g/l H_2SO_4
Temperatura	40 °C
Tiempo	150 min
Velocidad de agitación	800 rpm

PURIFICACIÓN

Lixiviación neutral I

Temperatura	40 °C
Flujo de aire	140 – 150 l/h
Tiempo	180 min
Velocidad de agitación	800 rpm
pH	(regulado con calcinas)
Peso calcinas	52 g

Lixiviación neutral II

Temperatura	40 °C
Flujo de aire	140 – 150 l/h
Tiempo	180 min
Velocidad de agitación	800 rpm
pH	5.2 – 5.3 (regulado con CaO)
Peso CaO añadido	24 g

CEMENTACIÓN

% Exceso estequiométrico con	
Relación al Cd +Cu	800% (-10 μ)
Temperatura	70 °C
Tiempo	90 min
Velocidad agitación	800 rpm

ELECTRÓLISIS

Densidad de corriente	4.0 Amp/dm ²
Voltaje	3.5 V
Distancia ánodo-cátodo	2.5 cm
Aglutinante	Cola de carpintero

El zinc metálico obtenido bajo estas condiciones, tenía la siguiente composición:

As = 0.0002%
Sb = 0.00003%
Cu = 0.003%
Fe = 0.006%
Mn = 0.00002%
Cd = 0.0001%
Pb = 0.0046%
Zn = 99.98% (por diferencia)

La ley del zinc electrolítico es de muy buena calidad, y puede ser considerado como de alto grado especial.

No se encontraron dificultades en ninguna de las etapas. Las etapas auxiliares intermedias de separación sólido-líquido se efectuaron también sin problemas. El trabajo se lo considera preliminar y se recomienda efectuar el correspondiente escalamiento para una evaluación técnico – económica.

Empleo de cobre metálico por su elevada conductividad térmica como preservador de la vida útil de refractarios

Oscar Ugarte Fernández

1982

La vida útil de refractarios de uso en hornos industriales no sólo depende de los desarrollos emprendidos por los

fabricantes tendientes a mejorar la calidad de artículos diversificados para aplicaciones específicas, sino también y en gran medida, de las condiciones de servicio y operación en su aplicación inmediata. En este entendido, el presente trabajo es el resultado de una investigación práctica con sólida fundamentación teórica sobre el empleo de cobre metálico, por su elevada conductividad térmica, como preservador de la vida útil de refractarios.

En los primeros capítulos se analiza la posibilidad teórica de modificar el flujo térmico específico a través de conductores sólidos por alteraciones físicas en la geometría misma del sólido conductor, y además se considera la posibilidad de aplicación del cobre metálico para uso en la finalidad indicada, en aplicación como dispositivo de enfriamiento, por las favorables propiedades térmicas que posee y que permiten una extracción satisfactoria de la cantidad de energía térmica que permita alcanzar condiciones de régimen estacionario en los mecanismos de transmisión de calor que imponen los procesos industriales.

La parte experimental, desarrollada en un horno en producción industrial, considera las siguientes determinaciones: campo de temperaturas, flujo específico de conducción, resistencia térmica equivalente. La correlación de resultados permitió efectuar el diseño y dimensionamiento de los dispositivos de enfriamiento para finalmente, dimensionar y construir un dispositivo experimental y equiparlo a servicio en el horno industrial investigado.

El comportamiento y efectividad de esta pieza experimental, está avalado en principio por la estabilidad físico-química de la pieza a lo largo de diez meses de servicio permanente, y luego por los resultados experimentales que coinciden, dentro de los límites permisibles del error experimental, con los resultados teóricamente esperados.

Cinética de la lixiviación de antimonita en solución de sulfuro de sodio

David Rivero Flores

Catedrático consejero: René Antezana García

1982

En el estudio de la “cinética de la lixiviación de antimonita en solución de sulfuro de sodio”, se utilizó un concentrado de antimonio de 67.75% Sb, a diferentes tamaños de grano y concentraciones variables de sulfuro de sodio. El efecto de la velocidad de agitación sobre la velocidad de disolución de Sb, se observa hasta un punto más allá del cual no tiene importancia; este punto crítico se produce cerca a los 2,000 rpm.

A baja velocidad de agitación, 300 rpm, el proceso estaría controlado por difusión sobre el producto de reacción Sb_2S_3 . Cuando la velocidad de agitación es alta a 2,000 rpm, la velocidad parece estar controlada por reacción química, con un producto de reacción SbS_2 .

El orden de reacción a baja velocidad de agitación es 1.5 con respecto a la actividad del ión S^{2-} para el régimen controlado por difusión; y de 1.0 para el régimen controlado por reacción química a alta velocidad de agitación.

A baja concentración de sulfuro de sodio y 350 rpm, la energía de activación es de 5.5 ± 0.2 Kcal/mol, valor que sugiere tendencia al control del proceso por difusión. A alta concentración de sulfuro de sodio y 2,000 rpm, la energía de activación es de 8.0 ± 0.4 Kcal/mol, valor con tendencia a control por la reacción química.

El tamaño de grano tiene influencia sobre la velocidad de reacción, pues a partículas más finas, es mayor la velocidad de disolución. El efecto de control por difusión es más notorio en partículas gruesas, a baja velocidad de agitación y menor temperatura. En cambio en partículas finas, alta velocidad de agitación y mayor temperatura, es más notorio el control de velocidad por reacción química.

Avances en la metalurgia teórica del proceso de refinación térmica de bismuto de la planta de Telamayu

Roberto Fuentes Arispe

1982

El proceso de refinación pirometalúrgica del bismuto de la Planta de Telamayu, desarrollado esencialmente como una consecuencia de la experiencia, presenta en la actualidad la falta de una interpretación termodinámica, que explique las interacciones de cada una de las etapas en que son extraídas las diferentes impurezas.

Bajo esta consideración y viendo la necesidad imperiosa del conocimiento de la teoría termodinámica de la refinación del bismuto, ha sido el propósito del presente trabajo llenar ese vacío, planteando las tesis termodinámicas correspondientes dentro los lineamientos a que han estado sujetas estos planteamientos, y que se explican en los párrafos correspondientes.

Para la verificación de los resultados teóricos, se han realizado 70 pruebas experimentales a escala industrial en las instalaciones de la Planta de Refinación de Bismuto de Telamayu, cuyos detalles y resultados se explican en los párrafos correspondientes.

Como conclusión general se puede afirmar, que la teoría que se plantea para cada etapa de refinación, explica adecuadamente las interacciones termodinámicas de refinación, situación que se puede apreciar por la concordancia aceptable de los resultados teóricos y experimentales, tal como se demuestra en los párrafos correspondientes.

Flotación por sulfuración de óxidos de tungsteno

Eduardo Solís Ruiz

Catedrático asesor: Antonio Salas Casado

Enero de 1983

Se ha estudiado la sulfuración de los minerales de tungsteno mediante difracción de rayos X, microsonda electrónica, espectrofotometría de infrarrojo y potencial Zeta, para comprobar el cambio de superficie.

Los resultados obtenidos de acuerdo al tipo de análisis confirman la presencia de "espectros de azufre" para un caso, la formación de "enlaces de W-S" para otro y el "cambio de potencial" en la zona negativa, respectivamente.

El análisis por difracción de rayos X, fue útil para comprobar que la alteración era solamente superficial.

La concentración de los reactivos para dar una recuperación mayor al 70% fueron los siguientes: Na_2S , 2 Kg/t; SO_2-CO , 375 g/t; NaOH, 500 g/t; Z-6, 200 g/t y Flotanol (D-13), 15 g/t.

Se puede afirmar que es factible flotar los óxidos de tungsteno, después de una sulfuración superficial.