

Resúmenes

Revista Metalúrgica ha incluido esta sección en la que se publican los 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, 33 y 34, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta el año 1982. En el presente número, se publican los trabajos de graduación entre los años 1982 - 1993.

Recuperación de oro y plata a partir de lodos anódicos de la refinación electrolítica de estaño

Edgar Pinto Landaeta

Catedrático consejero: René Antezana García

1982

El tratamiento de lodos anódicos es considerado fundamental en las distintas refineras del mundo; actualmente ENAF no cuenta con un proceso de recuperación para los acompañantes valiosos del estaño que se encuentran en los lodos anódicos, estos son:

As, Sb, Cu, Ni, Co, Au, Ag, In

Que representan un valor económico considerable. El Complejo Metalúrgico de Vinto, ENAF, obtiene como subproducto entre 40 a 50 t/mes de lodos anódicos provenientes de la refinación electrolítica del estaño, presentando el siguiente rango de composición química:

28.83 – 32.02% Sn
12.56 – 15.20% Pb
7.16 - 7.40% Sb
6.74 – 6.80% S
5.80 – 6.60% Bi
3.19 – 3.76% As
2.89 – 3.84% Cu
1.87 – 1.99% Fe
0.30 – 0.35% Ni
0.10 – 0.12% Co
51 – 53 DM Ag
54 – 70 g/t Au
27 – 30 g/t In

El 78% de la granulometría está entre -200 # y +9 μ , el 22% está -9 μ .

El proceso seleccionado comprende las siguientes etapas:

- i) Tostación
- ii) Lixiviación
- iii) Cianuración
- iv) Extracción solvente
- v) Precipitación
- vi) Copelación

La tostación y la lixiviación son las etapas más importantes de este proceso, ya que de ellas resulta la mayor eliminación y buena selectividad de los diferentes elementos perjudiciales en la recuperación de oro y plata. Los resultados obtenidos en estas pruebas así lo demuestran, el antimonio volatiliza de 96 – 98%, As de 18 – 20%, Bi de 55 – 60%, Pb en 4% y Sn en 0.5%, con las siguientes condiciones de operación: temperatura 500 – 600 °C, oxidante salitre 5 – 10% peso de lodo y tiempo de tostación de 150 a 180 min.

Bajo estas condiciones se obtiene un producto oxidado que es fácilmente atacado en la etapa de lixiviación para la eliminación de los elementos cianicidas como ser Cu, Ni, Fe, Co, etc., lográndose máxima solubilidad.

Las pruebas revelaron que se logra solubilizar 93.5% Cu; 77.91% Ni, empleando como agente lixivante ácido sulfúrico de 100 g/l en concentración, temperatura 18 °C, tiempo de lixiviación 120 min, relación sólido/líquido 1/3. Los residuos lixiviados presentaron el siguiente rango de composición: 33-35% Sn; 15 – 17% Pb, 0.47 – 0.50% Sb, 0.29 – 0.30% Cu, 2 – 2.36% As, 0.06 – 0.05% Ni. 50 – 54 DM Ag y 50 – 57 g/t Au.

La solución lixiviada contenía 12 -14 g/l en Cu, 0.3 – 0.5 g/l Ni, 4 – 5 g/l Bi, obteniéndose $\text{CuSO}_4 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$ por cristalización con una pureza de 96.89% y contenidos bajos en Fe, Ni y Co. Las pruebas de lavado se efectuaron en cuatro etapas alcanzándose una recuperación de 13% Cu y un residuo lavado de 0.2 – 0.23% Cu. La separación sólido –líquido después de la lixiviación se efectuó mediante decantación libre y natural de

sólidos, , siendo la velocidad de 1.2 – 1.4 cm/min a 18 °C y 25% sólidos en la pulpa inicial.

Los queques lavados y filtrados fueron sometidos a un proceso de cianuración para recuperar en forma selectiva el oro y la plata en la solución como complejos cianurados, alcanzándose recuperaciones de 97.87% Ag, 99.84% Au y 14% Cu, bajo las siguientes condiciones de operación: concentración de NaCN 0.1%, aireación 154 l/h, exceso estequiométrico en NaCN 20% pH 10.9 – 11.2, relación sólido-líquido de 1/20, temperatura de 18 °C, tiempo de cianuración 5 h, con un consumo de 27.5 kg/t NaCN. Los resultados alcanzados fueron: 160 – 380 mg/l Ag, 1.6 – 2.5 mg/l Au, 30 – 40 mg/l Cu y 400 – 470 mg/l de NaCN libre. Los residuos de este proceso contenían de 34 – 35% Sn, 13 – 17% Pb, 4 – 5% Bi, 2.46% As, 0.2 – 0.29% Cu, 0.6% Sb, 2 – 3 DM Ag, 1 – 2 g/t Au.

Como alternativas para la recuperación de oro y plata de las soluciones cianuradas se probaron dos técnicas: la extracción solvente mediante el empleo de aminas cuaternarias del tipo “tricaprylyl methyl ammonium chloride”, y la precipitación con zinc metálico en polvo.

Los objetivos básicos del proceso de extracción solvente fueron el de lograr concentrar aún más los contenidos en oro y plata y el de reducir los volúmenes de tratamiento, para así guiar la obtención de oro y plata metálicos a procesos de electro-obtención. Para este proceso se utilizó Aliquat 336 como orgánico extraente, lográndose recuperaciones de 97.73% Au, 93.42% Ag en la fase orgánica, bajo las siguientes condiciones de operación: relación de volúmenes orgánico/acuoso 1/15, adición de isobutanol 25% volumen, pH solución acuosa 11, concentración Aliquat 336 en kerosene purificado 5% volumen, temperatura 45 °C, tiempo de mezclado o contacto 210 s, en dos etapas de extracción. Las soluciones acuosas agotadas contenían 0.1 mg/l Au, 5.1 mg/l Ag, concentrándose el cianuro libre en esta solución. El stripping practicado empleando NaOH, NH₄OH, NaCl a diferentes concentraciones y condiciones de operación con las soluciones orgánicas cargadas de oro y plata no resultaron halagadoras, obteniéndose resultados con bajas recuperaciones en el acuoso cargado, 5 10% Au y Ag, por lo cual se deja abierta la investigación de esta alternativa.

La precipitación de oro y plata mediante zinc metálico en polvo de las soluciones cianuradas previas des aireación, se efectuó aprovechando la mayor electronegatividad del zinc en relación al oro, plata y cobre, alcanzándose recuperación de 99.88% Ag y 99.99% Au bajo las siguientes condiciones de operación: 15% en peso de nitrato de plomo, relación Zn/Au, Ag, Cu de 4/1 para un tiempo de precipitación de 60 min; los contenidos alcanzados en los cementos fueron de 0.28% Au, 18.6% Ag, 0.74% Au, 15.25% Pb, 42.58% Zn y una solución agotada cianurada de aproximadamente 0.1 mg/l Au, 0.2 mg/l Ag, 0.33 mg/l Cu y 353 mg/l de CN- libre; la recuperación de cianuro de estas soluciones es factible por procesos efectivos para así usar en forma regenerada en la cianuración.

El producto precipitado fue lixiviado con ácido sulfúrico diluido para la remoción de zinc, cobre, procediéndose luego a la fusión – copelación; la fusión escorificante con adiciones de bórax y plomo metálico en relación de 0.73 g bórax/g cemento y 0.62 plomo/g cemento, obteniéndose como producto final el metal “Doré”, después de una copelación a 900 °C. La composición final del metal “Doré” es 1.53% Au y 98.45% Ag alcanzando recuperaciones de 99.99% Au y 99.98% Ag.

Molienda a alta frecuencia

Mario Mendoza Reque

Catedrático consejero: Antonio Salas Casado

1983

La presente tesis se dedica al estudio comparativo de un proceso de conminución en molinos rotatorios convencionales y el molino vibratorio.

Primeramente se hace un análisis teórico sobre las características del movimiento de los cuerpos molturadores en los dos sistemas diferentes de molienda, y sus relaciones con los procesos y leyes de la fractura de los granos minerales.

El estudio comparativo de los dos sistemas de molienda se aplicó a una mena “dura” de casiterita procedente de las colas del ingenio gravimétrico de Huanuni y a una mena “suave” de antimonio de EMUSA, empleando bolas y barras como cuerpos molturadores.

Todos los resultados obtenidos se estudian desde diferentes ángulos de respuesta como los diagramas de frecuencia RRS, el grado de liberación mineralógico, los parámetros característicos de molienda (α , d' , $O'K$), análisis estadísticos de las funciones de frecuencia de distribución en peso y elementos metálicos.

Finalmente se realizaron operaciones de beneficios metalúrgicos en gravimetría y flotación bajo condiciones estándares, variando únicamente el proceso de molienda a una misma finza.

Todos los resultados se interpretaron de acuerdo a sus características y conocimientos que se disponen ajustando los mismos a leyes de expresión matemática sólidas únicamente para nuestras condiciones experimentales, pero que ayudan a interpretar los resultados obtenidos.

El programa de computación desarrollado bajo consideraciones estadísticas, constituye una excelente ayuda para cualquier otro estudio similar.

Los resultados obtenidos permitieron establecer una serie de conclusiones entre las que sobresalen las siguientes:

- La molienda vibratoria tiene una cinética de molturabilidad mayor que la de la molienda rotatoria en una relación de por lo menos 7:1.

- Aunque son sistemas distintos de molienda se demostró que pueden obtenerse productos finales de molienda de calidades similares en lo que respecta a la frecuencia de distribución granulométrica.
- La molienda vibratoria es selectiva y produce mayor grado de liberación.
- Los datos industriales de los molinos vibratorios operando en el país muestran ventajas sobre el consumo de acero y energía.

Finalmente los resultados metalúrgicos de minerales molidos en el molino vibratorio son superiores a los de molienda convencional tanto en procesos gravimétricos como los de flotación.

Recuperación del estaño contenido en colas y desmontes mediante conversión a tiosales solubles

Alberto Quiñones Ávila

Catedrático consejero: José Zambrana Vargas

1984

Los desmontes y relaves de los diferentes ingenios son materiales de reserva que debido a su contenido de estaño y gran volumen constituyen un potencial económico.

La presente investigación propone la recuperación de este estaño mediante un proceso de conversión de la casiterita en una tiosal soluble, a través de la reacción con sales alcalinas y agente sulfurizante a bajas temperaturas, seguida de una etapa de lixiviación del producto tostado usando agua como disolvente.

La etapa de tostación es la más importante del proceso ya que es su transcurso se realiza la transformación del estaño en un tioestannato de sodio. Al utilizar colas de Huanuni, Catavi, Velarde y Colavi, se alcanzaron las siguientes solubilizaciones de estaño: 77, 76, 71 y 65%, respectivamente; a una temperatura de 400 – 450 °C, 12 – 17% en peso de la carga de azufre, 30-35% en peso de carbonato de sodio y 240 minutos de tostación.

Las pruebas de lixiviación de los minerales estañíferos confirmaron las anteriores distribuciones de estaño soluble utilizando agua como disolvente con una relación sólido-líquido 1:2, una temperatura de 30-40 °C, un tiempo de lixiviación de 15-20 minutos y una velocidad de agitación de 800 rpm; es importante realizar de 2 a 3 lavados de residuo de lixiviación para recuperar el estaño soluble atrapado como agua intersticial.

Las soluciones lixiviadas tenían 800, 500, 1,200 y 4,200 mg/l, y los residuos un contenido de estaño de: 0.08, 0.055,

0.15 y 0.62% para el mineral de Huanuni, Catavi, Velarde y Colavi, respectivamente. Las impurezas perjudiciales para las posteriores etapas de recuperación del estaño, se hallan presentes en las soluciones lixiviadas en cantidades mínimas.

Se efectuó también el estudio de la influencia de las variables en las etapas de tostación y lixiviación mediante diseño factorial y la posterior optimización de las mismas utilizando el diseño compuesto para las colas arenas de Huanuni.

El proceso de conversión representa una buena alternativa para el tratamiento de colas y desmontes estañíferos, ya que no representa problemas en su ejecución y en requerimientos de equipo y material. Sin embargo, se hace necesario realizar pruebas a escala piloto de todas las etapas, incluyendo la recuperación de estaño de las soluciones y su obtención en forma comercial, para tener una referencia técnico-económica del proceso.

Diagramas de frecuencia de la concentración gravimétrica en mesas vibrantes

Juan Salazar Delgado

Catedrático asesor: Antonio Salas Casado

1984

En la presente tesis de grado se estudia el movimiento vibratorio de las mesas concentradoras a través de diagramas de movimiento del tablero y las partículas en función del tiempo.

Los diagramas que se registraron son de espacio, velocidad y aceleración vs. tiempo. El estudio matemático de estas ondas fue posible por el método de desarrollo en series de Fourier.

Se pone en evidencia que las formas de las ondas de vibración de una mesa modificará los resultados metalúrgicos de la concentración gravimétrica de una mena de estaño, encontrándose la relación que guardan los índices de caracterización de estas ondas con los índices metalúrgicos (XRMC, fc, ff, tiempo de "para", etc).

Una misma mesa concentradora puede presentar distintos diagramas de vibración dependiendo del desgaste de sus piezas y de su conservación mecánica; el estudio de las ondas de vibración por sus espectros de frecuencia permitió detectar el efecto del desgaste de cada una de las piezas de una mesa concentradora, tanto sobre el diagrama de vibración como sobre el rendimiento metalúrgico, siendo posible establecer un diagnóstico sobre el "estado" de una mesa concentradora por el análisis de sus diagramas de vibración e-t, v-t y a-t.

En la regulación de los parámetros de funcionamiento de una mesa concentradora como ser la amplitud de golpe h, número de revoluciones n, capacidad, ángulos de inclinación α , éstos deben tomar en cuenta las características de los diagramas de

vibración y en éste estudio se demuestra la necesidad de corregir las ecuaciones de Isaev para el cálculo de h, n y Q.

El capítulo IX hace un ligero estudio del rol del riflado de las mesas de concentración en función del diagrama de vibraciones del tablero y establece las condiciones de conveniencia o inconveniencia del mismo en función de la onda de vibración y la granulometría del mineral.

Dada la gran importancia del control de la onda de vibraciones de las mesas concentradoras sobre sus rendimientos metalúrgicos, se desarrolla un modelo de sensor electrónico que permite obtener rápidamente los diagramas e-t, v-t y a-t para el estudio y regulación adecuada de estas máquinas.

Los resultados de laboratorio y las de operaciones industriales en el ingenio de Santa Elena de la Empresa Minera Huanuni guardan fiel correspondencia con los resultados, demostrando que una mesa sin control ni mantenimiento mecánico puede reducir en más de 45 puntos el rendimiento metalúrgico durante la concentración de una mena de estaño.

El estudio de las ondas de vibración y su influencia sobre el rendimiento de las mesas vibrantes, ha permitido establecer una nueva reformulación de la teoría de la concentración en mesas, explicando el comportamiento de los granos sobre el tablero como el equilibrio dinámico de distintas fuerzas actuando sobre los tres ejes cartesianos en las seis direcciones dependiendo de la magnitud de la mayoría de estas fuerzas de las características que tengan sus diagramas de vibración.

Extracción solvente de estaño de soluciones de tioestannato de sodio

Juan Guerrero Paredes

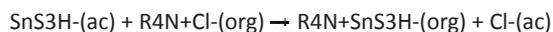
Catedrático consejero: Grover Gutiérrez Blanco

1985

En la presente investigación, se estudia la recuperación de estaño (IV) de soluciones básicas sulfhídricas sintéticas y reales, mediante el método de extracción por solventes orgánicos.

El método involucra la extracción de estaño (IV) sulfato complejo, usando cloruro de tricapilnetilamonio –Aliquat 336– disuelto en kerosene con algo de iso-butanol para inhibir la tercera fase durante la separación de fases, seguida de la re-extracción de estaño de la fase orgánica, usando una mezcla acuosa de cloruro e hidróxido de sodio.

La fase orgánica fue analizada estequiométricamente y como resultado se halló que el equilibrio de extracción puede ser expresado como:



Una solución orgánica compuesta de 0.23947 M de Aliquat 336, 0.53428 M de iso-butanol disueltos en kerosene, extrae eficientemente estaño de una solución sintética a pH 10 – 10.1, y se carga con 4.15×10^{-2} M de estaño, con una recuperación de 90% estaño en la fase orgánica.

La sal de amina cuaternaria cargada, fue despojada del estaño con una solución acuosa compuesta de 2 M de cloruro de sodio y 0.75 M de hidróxido de sodio, alcanzándose contenidos de $20-25 \times 10^{-3}$ M de estaño y recuperaciones de 65-70% en la fase acuosa de descarga.

Las pruebas de extracción solvente de estaño en soluciones reales, proveniente de la etapa de tostación-lixiviación de colas arenas de la E. M. Huanuni (Comibol), realizadas a escala de laboratorio, empleando el método de simulación de extracción y re-extracción intermitente-continuo en contracorriente, indican eficientes recuperaciones de estaño del orgánico de 95% en la fase orgánica y 72% en la fase acuosa de descarga, en tres y cuatro etapas respectivamente, partiendo de una solución técnica de tioestannato de sodio con 1 g/l de estaño para obtener una solución final de menor volumen, apta para la etapa de electro-obtención, con contenidos de 40-45 g/l de estaño.

La simulación de extracción solvente de estaño de una solución real en flujo en contracorriente, indica la siguiente condición de operación tentativa, que podría aplicarse a un equipo mezclador-sedimentador:

Etapa de extracción

- pH de la solución acuosa real	9.9 – 10.0
- Solución orgánica	0.5 M Aliquat 336 0.53 M iso-butanol Kerosene (dif.)
- Razón de volumen acuoso a orgánico	3.6 - 1
- Tiempo de contacto de fases	3 min
- Temperatura	16 °C
- Número de etapas	3

Etapa de re-extracción

- Solución de descarga	2 M NaCl 1M NaOH 15,03 g/l Sn (electrolito agotado)
- Razón volumen orgánico a acuoso	7 a 1
- Tiempo de contacto de fases	3 min
- Temperatura	16 °C
- No de fases	4

Finalmente, el estudio muestra que la extracción solvente planteada como una alternativa de recuperación de estaño de soluciones alcalinas de tioestannato de sodio, usando Aliquat 336, es altamente efectiva y los resultados indican la factibilidad de enriquecer la solución de estaño con el proceso propuesto, y se recomienda el estudio a escala semi-piloto.

Refinación térmica de plata del estaño

Luis Valencia Chugar

Catedrático consejero: Roberto Fuentes A.

1985

El estaño metálico obtenido del tratamiento de los pelets de La Palca (Potosí), presenta contenidos apreciables de plata, de hasta 0.27% (2,700 g/t), cuya eliminación es imprescindible para poder ser comercializado.

La única tecnología conocida para remover esta impureza es la electrólisis ácida, que implica una serie de desventajas.

Como alternativa interesante y novedosa, se plantea el proceso de remoción térmica de la plata del estaño metálico mediante la adición de zinc. Este proceso se ve favorecido, porque el sistema Sn – Ag obedece aproximadamente al comportamiento de una solución ideal, especialmente en el rango de composición del metal tratado.

Los resultados obtenidos a escala de laboratorio muestran que es posible eliminar la plata, desde contenidos de 0.2% hasta 0.004% (40 g/t), con una recuperación en estaño de 50.64% y una eliminación de 98.9% Ag, con los siguientes parámetros de operación:

Temperatura inicial del proceso	450 °C
Adición de zinc	11%
Tiempo de agitación	10 min
Temperatura primera espumación	380 °C
Temperatura segunda espumación	190 °C

Este proceso aplicado a escala piloto, permitió eliminar la plata desde un contenido de 0.27% hasta 0.01% (100 g/t), con una recuperación de 83.57% Sn y una eliminación de 96.62% Ag, en las siguientes condiciones de operación:

Temperatura inicial del proceso	450 - 460 °C
Adición de zinc	10%
Tiempo de agitación	20 min
Temperatura primera espumación	380 - 390 °C
Temperatura segunda espumación	200 - 210 °C

Esta alternativa se muestra potencialmente competitiva frente a la tecnología tradicional de la electrólisis ácida.

La atomización de líquidos y su aplicación a la producción de trióxido de antimonio

Ramiro Rivera Leyva

Catedrático consejero: Jorge Tejerina Ledo

1985

La industria pirometalúrgica de los países en desarrollo, está todavía empeñada en procesar materias de consumo

intermedio cuya comercialización y costo de fabricación está en desventaja en comparación con los países industrializados; tal realidad, hace imperativa la búsqueda de mejoras en la tecnología de producción, muy especialmente en nuestra patria que tradicionalmente es exportadora de minerales y metales.

La atomización de líquidos es un principio que es utilizado para realizar diversas tareas. Las características que presenta este fenómeno físico pueden ser aprovechadas en otros campos. Uno de ellos, es la obtención de polvo comercial de trióxido de antimonio.

El presente trabajo describe la investigación de literatura concerniente al tema, la experimentación en escala de laboratorio y los resultados que se han obtenido en virtud de la aplicación del principio de atomización de líquidos a la fabricación de trióxido de antimonio.

Filtración y control de humedad en el proceso de filtración de concentrados de estaño

Héctor Córdoba Eguivar

Catedrático consejero: Antonio Salas Casado

1986

Este trabajo está dividido en dos partes: la primera que corresponde al análisis de una teoría revisada del proceso de filtración en un filtro de vacío con concentrados de estaño de Huanuni, teoría que corresponde a la etapa de formación hasta la obtención de un queque.

En base a pruebas experimentales se realiza un análisis que descarta las suposiciones clásicas de que la resistencia específica y la resistencia del medio permanecen constantes durante todo el proceso de formación del queque. De esta manera, se determina estos parámetros experimentales de diseño, los que son comparados con los clásicos, notándose una diferencia mayor cuando las condiciones son más extremas.

Se ha llevado a cabo este análisis con tres tipos de concentrados: uno de grano grueso, otro medio y otro fino.

La segunda parte de este trabajo, de índole eminentemente práctica, consiste en la optimización del proceso de filtración después que el queque ha sido formado, considerando las diferentes variables que tienen influencia, como la presión, el tiempo de secado, el espesor del queque, la granulometría, estudiando la humedad como respuesta.

Los resultados de esta etapa fueron comparados con los de la planta de Huanuni, donde se intentó poner en ejecución lo estudiado en laboratorio.

Para tener una visión global de la influencia de las diferentes variables sobre el contenido de humedad del queque se

trabajo con un factor de correlación general que incluye a la mayor parte de estas variables.

Para el caso de Huanuni, se recomienda una menor oscilación de los valores de sus variables y subir ligeramente el tiempo de secado para tener una situación más controlable y que beneficie a la segunda etapa del secado térmico.

Preconcentración de las colas arenas de la E. M. Catavi en campos centrífugos cilíndricos con medios pesados de ferrosilicio y su formulación matemática

Pedro Edgar Medina Ordoñez

Docente tutor: Antonio Salas Casado

1986

El presente trabajo de tesis fue elaborado con el material de colas arenas del Ingenio Victoria de la Empresa Minera Catavi (Comibol), cuya evaluación en peso es de aproximadamente 20,000,000 (veinte millones) de toneladas.

Se estudiaron la influencia de las variables en la preconcentración en un ciclón cilíndrico de 4", utilizando medios densos de ferrosilicio (FeSi).

Las variables estudiadas en el desarrollo de las pruebas fueron las siguientes:

- Presión de alimentación.
- Densidad del medio denso de alimentación.
- Diámetro del ápex.
- Tamaño de grano de la alimentación.

Al aplicar el ciclón cilíndrico en el tratamiento de las citadas colas, es posible obtener pre concentrados con leyes que fluctúan entre 3 y 3.40% en estaño, y recuperaciones del 65% en una sola etapa de tratamiento.

Los rangos más favorables de las variables de trabajo que se obtuvieron en el desarrollo de las pruebas son las siguientes:

- Presión 20 – 25 lb/pulg²
- Densidad del medio denso de alimentación 2.1 g/cm³
- Diámetro del ápex 5/8".
- Tamaños de grano: -6 + 28 mallas, 10 +28 mallas.

En base a los resultados obtenidos en las pruebas de cicloneo, se han formulado ecuaciones matemáticas mediante la aplicación del método de regresión múltiple, donde se encuentran involucradas las variables de operación. La ecuación general utilizada es:

$$Y = a_0 + a_1X_1 + a_2X_2 + a_3X_3 + a_4X_4 + a_5X_5 + a_6X_6 + a_7X_7 + a_8X_8 + a_9X_9$$

Esta formulación matemática fue realizada en el centro de procesamiento de datos de la Universidad Técnica de Oruro (UTO), y posteriormente fue complementado y reformulado en el centro de computo de la Universidad de Concepción de Chile mediante el uso de la subrutina RLMUL que ajusta en forma eficiente los resultados experimentales en la ecuación general.

Tratamiento de escorias sódicas de antimonio "ENAF" por procesos hidrometalúrgicos

Cesar Alborta Yugar

Catedrático consejero: Hilarión Portillo Q.

1986

Las etapas de reducción y refinación en la fundición de antimonio ENAF producen escorias sódicas con 21.51% de antimonio, aproximadamente, distribuido de la siguiente forma:

Antimonio metálico	11.47%
Antimonio en óxidos	10.04%

Actualmente estas escorias son tratadas por procesos netamente pirometalúrgicos.

La presente investigación propone el tratamiento de estas escorias mediante un proceso hidrometalúrgico de lixiviación para la recuperación de antimonio con soluciones sulfoalcalinas, seguida de una etapa de electro-obtención.

La etapa de lixiviación es la más importante del proceso, ya que en su transcurso parece que se produce la formación de thioaniones de antimonio (SbS₃-3) utilizando Na₂S industrial del 60% como disolvente.

Bajo las condiciones de máxima extracción (relación sólido/líquido en peso 1/10, -150 mallas, 141 g/l Na₂S industrial, 65 °C, 600 rpm y 8 horas de proceso), las soluciones lixiviadas contienen 19.07 ± 0.22 g/l de Sb y un residuo con contenido de antimonio de 2.95 ± 0.28%, produciendo una extracción próxima al 94.28%. Las impurezas perjudiciales para la posterior etapa de recuperación de antimonio, se hallan en estas soluciones en cantidades mínimas.

Una lixiviación total requiere el tiempo de proceso de 8 horas (extracción de 94.28%), y para una parcial de óxidos simplemente 20 minutos (extracción de 60%).

Se recomienda trabajar con fracciones menores a 150 mallas y con poco contenido de antimonio metálico.

El consumo de sulfuro de sodio del tipo industrial es de 1.41 kg/kg de escoria a tratar, con la posibilidad de ser regenerado en la etapa de electrólisis. Este consumo puede ser reducido a medida que disminuye la cantidad de metálico en la escoria.

El modelo que rige el mecanismo de reacción muestra ser por difusión del complejo sulfo-alcalino de antimonio formado, a través de poros de la capa inerte. La cinética parece estar gobernada por el siguiente modelo de difusión:

$$1 - \frac{2}{3}\alpha - (1 - \alpha)^2 = \frac{2vDC}{r_o^2}t$$

La energía de activación, ΔE , para la lixiviación de óxidos es 1.68 ± 0.26 kcal/mol y 2.03 ± 0.14 kcal/mol para 600 y 300 rpm, respectivamente; a 0.18 M Na₂S y -150 mallas.

El antimonio de las soluciones de lixiviación puede ser recuperado por electrólisis en celda con diafragma, usando como anolito solución de NaOH (250 g/l).

Bajo condiciones de máxima extracción ($i_c = 250$ Amp/m², 50 °C, voltaje de celda = 2.20 V, y flujo de electrolito = 0.18 l/h), se obtiene una solución agotada con aproximadamente 6 g/l de Sb, produciendo una eficiencia de corriente catódica de $60.15 \pm 0.15\%$, y un antimonio depositado de $99.84 \pm 0.04\%$.

Finalmente, se proponen dos alternativas de tratamiento para el material objeto del presente estudio: la primera una lixiviación total y la segunda una lixiviación parcial de óxidos.

Electro-obtención de estaño a partir de tioestannato de sodio

Carlos Ramírez Moreno

Catedrático consejero: Napoleón Jacinto Eulate

1986

El estaño presente en los desmontes y relaves acumulados en las plantas de concentración en grandes volúmenes durante muchos años, tiene gran valor económico y se deben estudiar alternativas para recuperar este material valioso.

El Instituto de Investigaciones Minero-Metalúrgicas ha desarrollado un proceso de conversión de la casiterita en una tiosal soluble a través de una tostación a bajas temperaturas en presencia de sales alcalinas y agente sulfurizante, una etapa de lixiviación empleando agua como disolvente, seguida de un proceso de extracción solvente para enriquecer las soluciones de lixiviación.

La recuperación del estaño contenido en las soluciones enriquecidas de tioestannato de sodio, requiere ser estudiada.

Una alternativa constituye la aplicación de la técnica de electro-obtención, la misma que se estudió en el presente trabajo experimental.

Durante la investigación de esta técnica, se estudió la influencia de las siguientes variables: intensidad de corriente, voltaje, temperatura de trabajo y tiempo de deposición.

En principio se utilizó ánodo de acero inoxidable, con lo cual se obtuvieron buenos resultados a bajas temperaturas, pero

lamentablemente se presentaron problemas de corrosión por lo cual se probaron otros materiales como el plomo, grafito y cobre, con los cuales se obtuvieron bajos rendimientos de corriente.

Empleando acero inoxidable como ánodo, se alcanzó a obtener depósitos con una pureza mayor a 99.9% Sn y recuperaciones del orden del 62% hasta 75%, y rendimientos de corriente entre 35 y 62%.

Usando ánodo de plomo los depósitos catódicos contienen estaño por encima del 99.8%, con recuperaciones desde 50% hasta 43% y rendimientos de corriente entre 27 y 36%.

Es de hacer notar que las recuperaciones pueden ser mayores si el electrolito agotado regresa a la etapa de extracción solvente, es decir, no se pierde el estaño contenido en el electrolito agotado.

Las mejores condiciones de operación con ánodo de acero inoxidable son las siguientes:

Concentración inicial de electrolito:	50 g/l
Tiempo de deposición:	24 horas
Temperatura de trabajo:	18 °C
Intensidad de corriente:	0.8 amperes

Con ánodo de plomo las mejores condiciones de operación son las siguientes:

Concentración inicial del electrolito:	50 g/l
Tiempo de deposición:	24 horas
Temperatura de trabajo:	18 °C
Intensidad de corriente:	0.8 amperes

Estudio cinético de la reducción directa de óxidos de hierro del Mutún en lecho fluidizado

Carlos J. Velasco Hurtado

Catedrático consejero: Jorge Tejerina Ledo

1986

La presente investigación está orientada al estudio de la cinética de reducción de hematita por mezclas de H₂ y CO a 700 °C, siendo las variables la composición, la concentración de las mezclas reductoras y la velocidad de fluidización.

El trabajo ha sido realizado en los laboratorios del Departamento de Metalurgia de la Facultad Nacional de Ingeniería.

Para la experimentación, se realizó un reactor construido de sílice de 2 cm de diámetro, al que fueron cargados muestras de 15 g de mineral.

El curso de la reducción fue seguido mediante la medición continua de la pérdida de peso de la muestra.

Los resultados indican que a 700 °C, la partícula es reducida rápidamente hasta wustita, y posteriormente en una segunda etapa, ésta se reduce hasta hierro.

La reducción hasta wustita es controlada por la reacción química en la superficie de la magnetita para la mezcla H₂/CO = 3/1 y por la difusión a través de los poros para la mezcla H₂/CO = 1/1.

La reducción de wustita hasta hierro para las dos razones de mezcla de gases es controlada por la reacción química en la interfase hierro/wustita.

Del presente estudio se concluye que la reducción directa de estos óxidos con mezclas H₂ y CO transcurre con elevadas velocidades de transformación, y es una alternativa para el tratamiento de estos minerales.

Mejoramiento de la calidad de las bolas de molino fundidas en COMIBOL por tratamientos térmicos

Gregorio Villca Torrico

Catedrático consejero: Juan León Arze

1987

Los costos de conminución de minerales por las características de las menas de origen filoniano que se explotan en nuestro país son elevados, las piezas que más gasto sufren en la molienda son los cuerpos de molturación, los cuales antes de esta década eran importados en su totalidad, significando económicamente una erogación por encima del millón de dólares para COMIBOL.

A partir de 1982 se comenzó a fabricar piezas de molturación en las fundiciones de Ing. Auxiliar de COMIBOL-ORURO y E. M. Pulacayo, con una producción aproximada de 30% de la demanda total de CMB. Debido a la baja calidad de estas piezas en comparación a las importadas, se impone la necesidad de mejorar la calidad y costos de las bolas de molino producidas en dichas fundiciones.

Una alternativa para este propósito es el mejoramiento de la calidad de estas piezas por tratamientos térmicos de bajo costo, que consisten en un templado y en caso necesario un revenido.

Los resultados obtenidos a escala de laboratorio muestran que es posible elevar dicha calidad en cerca al 81% con los siguientes parámetros de operación:

Temperatura de tratamiento:	850 °C
Tiempo de calentamiento:	18 – 20 min/pulg ³
Tiempo de permanencia:	15 – 20 min/pulg ³
Medio de temple:	Solución de NCl al 10% o agua a 18 °C + revenido

Velocidad de enfriamiento:	> 200 °C/s
Temperatura de revenido:	450 – 500 °C
Tiempo de calentamiento de revenido:	6 – 8 min/pulg ³

Habiéndose obtenido las siguientes propiedades mecánicas de las piezas (bolas de molino):

	Bola de molino CMB sin T. T.	Bola de molino Ind. Peruana	Bola de molino CMB con T. T.
Composición química	0.45 – 0.65 %C	0.28 – 0.25%C 3.50–4.50% Ni	0.45 – 0.65 %C
Dureza superficial	24.5 HRc	62.0 HRc	55.0 – 60 HRc
Dureza volumétrica	16.8 HRc	60.0 HRc	50.0 - 55 HRc
Resistencia mecánica a compresión	80.0 ton	> 120.0 ton	> 100.0 tn
Tenacidad relativa	Blando	Excelente	Buena
Tamaño de grano	4,096 micras	----	30.0 micras
Estructura	P + Fs	M con As residual con carburos mixtos Cr.Ni	M revenida

De los resultados de la prueba de la bola marcada a nivel industrial, se puede indicar que el ahorro estimativo es de 39.3%, que representa 472 gr/ton menos al consumo reportado por COMIBOL que es de 1,200.0 g/ton. Con referencia a los de importación, los costos unitarios muestran la siguiente relación:

Costo de importación:	1.23 – 1.24 \$us/kg
Costo en CMB + T. T.	1.23 – 1.25 \$us/kg

Esta alternativa se muestra técnica y económicamente competitiva en comparación a las piezas de importación, reduciendo el porcentaje de los costos de molienda en la concentración de minerales (aproximadamente en 40%) en una cantidad significativa.

Lixiviación de material fino en columnas por percolación típica

Félix Choque Patzi

Catedrático consejero: Grover Gutiérrez B.

1988

El valor e importancia de la plata, hizo que se busquen nuevos métodos de recuperación de este metal valioso.

El presente trabajo propone una posible solución al tratamiento de colas provenientes del proceso de flotación del

Ingenio Toldos dependiente de la Empresa Minera Yana Mallku, material con elevado contenido de finos (40% menos 37 micrones), con un tenor de 78.0 gramos de plata por tonelada métrica.

Como una alternativa interesante y novedosa se planteó el proceso de lixiviación por percolación previa- peletización con cemento portland; este proceso se veía favorecido porque permitía incrementar el flujo de la solución lixivante a través de las columnas y evitar problemas de separación de fases existentes en el proceso de lixiviación por agitación, obteniéndose soluciones bastante clarificadas.

Los resultados obtenidos a escala de laboratorio, muestran que es posible elevar el flujo de la solución lixivante a través de la columna de 0.018 a 1.335 l/min.m², realizando una previa peletización de la carga con los siguientes parámetros de operación:

Cemento portland	7.5 kg/t
Cal	1.5 kg/t
Agua (humedad)	12.5%
Tiempo de curado	24 horas

La carga peletizada sometida al proceso de lixiviación permite incrementar la extracción de plata de 22 a 64.90%, cuyo resultado fue obtenido con los siguientes parámetros de trabajo.

Tiempo de lixiviación	14 días
Concentración de NaCN	1.5 g/l
pH de la solución	10.5 a 11
Razón de percolación	0.38 l/min.m ²
Diámetro de pelets	1.27 cm (- ½")

Refinación pirometalúrgica del estaño: remoción del arsénico

Gustavo A. Niño de Guzmán García

Catedrático consejero: Jorge Tejerina Ledo

1988

El estaño proveniente de la remoción Fe-As y Cu presenta un contenido promedio de arsénico de 0.25%, cuya eliminación es imprescindible para su mejor comercialización.

El uso del sodio metálico para la eliminación del arsénico es un método propuesto por varios investigadores, y el presente trabajo contiene un análisis teórico y un estudio experimental de esta técnica de trabajo.

El análisis teórico demuestra la posibilidad termodinámica de este proceso en base a la formación de dos fases insolubles: metálica y dross. Mediante este análisis se ha determinado la influencia que tienen las principales impurezas que acompañan al arsénico en el estaño crudo, tales como plomo, bismuto y antimonio, encontrándose que la presencia de estos elementos no favorecen a la operación debido a que

interactúan con el sodio por su tendencia a formar compuestos intermetálicos con este elemento.

La reacción principal por la que se produce la eliminación de arsénico es la siguiente:



En la fase de trabajo experimental se ha tenido a la temperatura, a la dosificación de sodio y al tiempo de agitación como parámetros variables del proceso. Se ha logrado bajar el contenido de arsénico en el estaño crudo hasta 30 g As/t, con un consumo de 3.75 g Na/Kg Sn crudo, a una temperatura de 240 °C y con 30 minutos de agitación.

Un aspecto que ha influido negativamente en el proceso ha sido la alta tendencia del sodio a la oxidación, hecho que ha ocasionado la producción de compuestos oxidados en el dross y la consiguiente disminución en la eficiencia de la operación.

Remoción térmica de antimonio con sodio metálico del estaño

Ramiro Villavicencio Niño de Guzmán

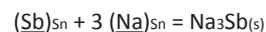
Catedrático consejero: Jorge Tejerina Ledo

1989

El estaño crudo obtenido después del proceso de reducción en la Empresa Metalúrgica Vinto, cuenta con impurezas tales como Fe, As, Cu, Sb, Bi, Pb y otras, que deben ser eliminadas para ser comercializado.

La tecnología conocida para la eliminación del antimonio del estaño es la adición de aluminio. Como alternativa interesante se plantea el proceso de remoción térmica del antimonio con sodio del estaño, el cual es el objetivo de la presente investigación a nivel laboratorio.

Se realizan consideraciones termodinámicas básicas que expliquen una teoría inicial de este proceso de remoción del antimonio con sodio del estaño, asumiéndose el siguiente mecanismo de extracción:



Los resultados obtenidos a escala de laboratorio muestran que es posible eliminar el antimonio, desde contenidos de 0.35% a 0.02% en el estaño, con una recuperación de estaño de aproximadamente 95% y una eliminación de antimonio de 94.5%, con los siguientes parámetros de operación:

Temperatura de operación de 240 a 250 °C.

Adición de Na metálico en peso al baño metálico entre 2.5 a 3 veces el contenido de Sb en el Sn.

Tiempo de agitación no menor a 30 minutos.

Velocidad de agitación 900 rpm.

Tiempo de separación de fases 30 minutos.

Tratamiento y purificación del electrolito de la planta de refinación electrolítica del Complejo Vinto

Luis Demetrio Siles Terán

Docente tutor: Luis Sivila Sarmiento

1989

En el presente trabajo denominado "Tratamiento y purificación del electrolito de la planta de refinación electrolítica del Complejo Metalúrgico Vinto", se hace un análisis de las diversas alternativas de tratamiento y purificación del electrolito, y se elige como medio de recuperación de estaño e indio la cementación con aluminio metálico. Las pruebas se efectuaron en una primera etapa en los laboratorios de Hidrometalurgia de la Carrera de Metalurgia, y en la siguiente etapa en la planta de Vinto (CMV).

En pruebas de poco volumen (5 litros) se obtienen altas recuperaciones de estaño y regulares de indio; en las pruebas de planta con volúmenes mayores (20 litros) se eleva la recuperación de estaño e indio.

En las pruebas de planta la recuperación de estaño es alrededor de 80%, y la del indio es baja (2 – 5%), por las condiciones improvisadas en las que se ha trabajado.

Planificación y diseño de disposición de colas de plantas de concentración gravimétrica y de flotación por el método de descarga espesada

Fernando F. Pol Tapia

Docente tutor: Napoleón Jacinto E.

1989

El presente trabajo presenta una revisión bibliográfica completa de la disposición de desechos sólidos y líquidos de la industria minera, basándose principalmente en aspectos de economía, seguridad y contaminación del medio ambiente.

Se ha establecido que en nuestro país existe una incipiente legislación para regular los aspectos de disposición de desechos industriales en general y mineros en particular, siendo necesaria la formulación de una legislación adecuada a este problema.

En nuestro país la mayoría de las empresas mineras, tanto estatales como privadas, prestan poco interés en la ubicación de sus desechos sólidos provenientes de las plantas de concentración. La disposición de las "colas" debería ganar

rápidamente un área de importancia con la finalidad de establecer métodos de disposición que permitan la mayor recuperación de agua y fundamentalmente evitar la contaminación ambiental debido a elementos nocivos que puedan contener las colas.

Existen varios métodos para la construcción de los diques de colas, dependiendo de las características de las mismas, el método más difundido es aquel que con una descarga periférica de las colas formen una laguna, con el objeto de recuperar agua. Entre otros métodos está el de la descarga espesada, que para nuestra minería (bajo tonelaje de tratamiento), se presenta como una alternativa para la ubicación de los desechos sólidos de granulometría fina provenientes de las plantas de concentración gravimétrica y de flotación. Este método se basa en la descarga puntual de las colas previamente espesadas formando un cono de bajo perfil asegurando una buena estabilidad y proporcionando un buen drenaje. Por otra parte, permite recuperar agua del sistema de espesamiento y por consiguiente reduce el impacto de contaminación al medio ambiente.

De las pruebas realizadas se establece que es necesario un espesamiento mínimo del 53% de sólidos para conseguir consistencia de la pulpa y espesamientos mayores al 65% de sólidos para proporcionar descargas que forman conos con pendientes próximas al 8%.

Un análisis preliminar de costos para el manejo de colas en la mina Chilcobija, permite establecer lo siguiente: para el método de la descarga espesada alcanza valores de 0.287 \$us/t por tablas y 0.351 \$us/t por análisis de costos.

Los costos de operación se ven incrementados por los costos de disposición de colas, cualquiera sea el método utilizado, razón suficiente para que estos costos sean mínimos.

Biooxidación con cultivos mixtos de thiobacillus ferrooxidans y thiooxidans, como método de pretratamiento de minerales sulfurados de oro y plata

Gerardo Zamora Echenique

Catedrático consejero: Jorge Tejerina Ledo

1990

Las menas y concentrados refractarios de oro y plata se caracterizan por sus bajas recuperaciones y altos consumos de cianuro cuando son expuestas al proceso de cianuración directa. La razón principal a esta respuesta es debida a que en un mineral aurífero el oro se encuentra finamente diseminado o íntimamente asociado al mineral huésped, comúnmente piritita o arsenopiritita, mientras que en el caso del mineral argentífero la plata se encuentra al estado de sulfuro.

La presente investigación está orientada a la aplicación de la biooxidación en pulpa como método de pretratamiento (previo a la cianuración), de minerales sulfurados de oro y plata de las empresas mineras Inti Raymi S. A. y San José, empleando cultivos nativos de thiobacillus ferrooxidans y thiooxidans.

El aislamiento de los cultivos mixtos fue realizado a partir de aguas de mina en los medios nutrientes 9K y Tuovinen. En este último fue posible alcanzar poblaciones bacteriales mayores a 108 bacterias/ml. Posteriormente, se procedió a la adaptación de estas bacterias sobre un sustrato mineral estableciendo que por medio de esta etapa se logra maximizar la velocidad de reproducción de las bacterias y consecuentemente se incrementa la velocidad de oxidación.

Los cultivos adaptados de la E. M. San José permitieron realizar las pruebas de biooxidación en las que las variables: temperatura, densidad de pulpa y granulometría fueron estudiadas. Se obtuvieron extracciones en la etapa de la cianuración de hasta 86% de plata. Mientras que con los cultivos adaptados de la E. M. IRSA, se alcanzaron extracciones en la cianuración de hasta 92% de oro y de 73% de plata. Las condiciones óptimas encontradas y bajo las cuales se realizó la etapa de pretratamiento fueron las siguientes: 20% de sólidos en la pulpa, 35/°C de temperatura, tamaño de grano de -200 # Tyler, y el tiempo de residencia de 14 días para el mineral de San José; mientras que, para el mineral de Inti Raymi este tiempo fue de 20 días.

Obtención de carbonato de litio a partir de salmueras

Mario Huanca Ibáñez

Catedrático Consejero: Edgar Venegas Ledo

1990

La obtención de carbonato de litio por el proceso combinado de Evaporación-Cristalización, Extracción solvente con n-butanol y precipitación con carbonato de sodio, ha sido estudiado usando salmuera natural proveniente de la desembocadura de Rio Grande – Uyuni, que contiene 3,800 ppm de litio y diferentes cantidades de: sodio, potasio, calcio y magnesio con sales de cloruro.

Por el proceso de Evaporación-Cristalización se consiguió concentrar litio hasta 7.82 g/l al 60% de evaporación, a temperatura de 17 °C, quedando en la solución de salmuera residual un 82.32% de litio.

La eliminación de magnesio por precipitación, cuantitativamente reporta mejores resultados con solución de NaOH; sin embargo, la adición de solución de Ca(OH)₂ a temperatura de 16 °C permite eliminar el 90.72% de magnesio y concentrar el litio en 89.04%, al agregarse un 20% de CaO en exceso del estequiométricamente requerido.

En la etapa de extracción solvente se ha logrado concentrar el litio hasta 11.6 g/l con una relación de A:O de 4:1 a 18/°C, tiempo de contacto de 2 minutos, alcanzando una extracción de 46.25% en una sola etapa.

Finalmente, en la etapa de precipitación de litio como carbonato, después de la re-extracción con HCl, se ha logrado obtener carbonato de litio de una pureza aproximada de 90% a la temperatura de 70 ± 1/°C, con un exceso de carbonato de sodio hidratado de 30%.

La recuperación máxima de litio total alcanzada en todo el proceso es de 51.84%, resultando ser la alternativa propuesta, técnicamente factible para el tratamiento de salmueras.

Control estadístico para plantas de concentración de minerales en Comibol, “Ingenio Itos”

Ángel Bravo Rodas

1990

El presente trabajo que se refiere al control estadístico para plantas de concentración de minerales en COMIBOL, se ha efectuado en base a recopilación de datos de operación metalúrgica y de costo del Ingenio Itos, dependiente de la Corporación Minera de Bolivia, dentro de un periodo de tiempo de un decenio, que comprende a partir de 1975 a 1985, incluyendo el primer semestre de 1986.

Dentro las muchas razones que justifican el control estadístico de datos en las plantas de beneficio de minerales en COMIBOL, como instrumento de apoyo a la Superintendencia de Ingenio, podemos señalar los siguientes:

La labor normal de un Superintendente de Ingenio, dentro el control estadístico, se reduce al balance metalúrgico diario, descuidando otros parámetros de operación, como ser los consumos unitarios de aceros, reactivos y otros insumos.

No hay un control indexado de los consumos unitarios de aceros, reactivos y otros suministros en forma oportuna, que darían una mejor visión en el control operativo y de costos. Los consumos de materiales se efectúan en los informes mensuales del cierre de operaciones.

No se efectúa un seguimiento de control de eficiencia de los materiales empleados, salvo casos excepcionales, por lo que se carece de datos de rendimientos que inciden directamente en los costos de operación y la producción misma.

Debido a la falta de información oportuna de los costos de materiales de salida diarios, no hay seguimiento del costo-beneficio que permita la corrección oportuna en el consumo de materiales y consiguiente racionalización de

los mismos, haciendo que en muchos casos las operaciones metalúrgicas dejen de ser rentables.

No hay requerimiento a cambios introducidos en los circuitos del Ingenio desconociéndose en la mayoría de los casos los resultados técnicos económicos que permitan su mejoramiento o paralización. Por ejemplo, cuando se cambian tamices de diferente abertura a la empleada en los circuitos de trituración, o se adoptan otras decisiones como recirculación de productos, medidas que no evaluadas en su influencia sobre el conjunto de parámetros que determinan el rendimiento de un ingenio.

El Superintendente de Ingenio no recibe información de unidades fundamentales de apoyo, como son la contabilidad y almacenes, desconociéndose generalmente los costos de operación por centros lo que permitiría determinar el centro que está ocasionando una distorsión en los costos y su respectivo análisis.

No hay control de parámetros de operación relacionados al tipo de carga, efectuándose la alimentación de mineral a los ingenios, en muchos casos, sin previo balance de cargas que permitan efectuar cambios oportunos en los parámetros de operación para obtener resultados normales, y los resultados de los muestreos son conocidos cuando el lote de mineral ya pasó por todos los circuitos del ingenio.

La información estadística en los cambios de superintendentes de ingenio es muy escueta, reduciéndose generalmente a un informe de las existencias de barrilla efectuadas por auditoría interna de COMIBOL. Produciéndose de esta manera un desconocimiento y descuido de información de la parte vital referido al control estadístico de los parámetros de operación.

La Gerencia de la Empresa recibe como información diaria datos de tonelaje y algunos relacionados a la producción considerados insuficientes para efectuar una gestión gerencial.

La falta de centralización de datos estadísticos mediante el sistema computarizado, origina falta de coordinación en la planificación desde niveles gerenciales hasta laboral, y los trabajos tendientes a mejorar las operaciones tienen que realizarse generalmente sin el apoyo del comportamiento estadístico de las variables.

De todo lo anterior, podemos deducir que sólo uno de los puntos ya justificaba el trabajo de tesis, sin embargo de ello existen diez y más razones que podrían anotarse.

Llama la atención que COMIBOL, siendo la primera entidad minera del estado no emplee los análisis de serie de tiempo como instrumento guía para su régimen gerencial, ya que muchas industrias y acciones gubernativas están vitalmente unidas con tan importante aplicación de las estadísticas (1).

Adaptación de la tecnología de separación magneto hidrodinámica al tratamiento de partículas finas de arenas auríferas

Juan Carlos Rioja Soto

Catedrático consejero: Antonio Salas Casado

1990

La mayoría de los métodos de concentración gravitacional de oro aluvial, tienen pérdidas de partículas de oro en la granulometría -200# Tyler. En la presente investigación se estudia la recuperación de dichas partículas por el método M. H. D., que aprovecha fuerzas eléctricas, magnéticas y gravitacionales.

Se realizaron pruebas para mejorar el primer diseño del equipo experimental (etapa de planificación), y calibrar el funcionamiento del mismo con una muestra de cuarzo puro. Finalmente se aplica la separación M. H. D. para la recuperación de oro fino de una muestra aluvial en la granulometría -200# Tyler. Se determinaron los siguientes niveles de las variables de operación, para las condiciones de las pruebas experimentales:

- Concentración de NaCl: 178.6 g/l
- Intensidad de campo eléctrico: 1,454.55 V/m
- Densidad de corriente: 26,041.67 A/m²
- Densidad total de separación: 3,109.15 kg/m³
- Porcentaje de sólidos en la alimentación: 10%
- Velocidad de alimentación de la pulpa: 0.05 m/s

La ley de cabeza de la muestra estudiada (-200# Tyler) es de 1.03 g/t de oro. Se obtuvo un preconcentrado (prueba R3) de ley 6.24 g/t de oro con una recuperación de 92.78% y un descarte de material estéril de 85.85% en peso. El índice de concentración es de 5.17 y el radio de concentración alcanza un valor de 7.07.

Lixiviación de minerales sulfurosos complejos de Pb, Zn y Ag con thiourea previo tratamiento con cloruro férrico

Remberto Zapata Torrico

Docente tutor: Grover Gutiérrez Blanco

1990

Los minerales sulfurosos que contienen plata, en forma general se comportan refractariamente al proceso convencional de cianuración. Por tanto, se hace necesario

desarrollar nuevas técnicas para hacer posible el tratamiento de este tipo de materiales.

En el presente trabajo se ha estudiado la oxidación de los minerales sulfurados con cloruro férrico en soluciones acuosas, como una alternativa frente al proceso convencional de oxidación por tostación, obteniéndose resultados aceptables tomando en cuenta los propósitos que se han planteado.

El proceso de oxidación en medio acuoso utilizando cloruro férrico, se ha efectuado a una temperatura de 40 °C, 3 horas de lixiviación, concentración de cloruro férrico 60 g/l, 15% sólidos, 400 rpm de agitación y pH alrededor de 1. Alcanzándose en estas condiciones una extracción de Zn de alrededor de 14% y 6% de Pb para una granulometría del mineral menor a 200 mallas Tyler.

El residuo sólido obtenido en el proceso de oxidación con cloruro férrico, se ha sometido a una lixiviación con thiourea para recuperar la plata, obteniéndose resultados que pueden considerarse como interesantes en las condiciones siguientes: concentración de thiourea 20 g/l, concentración de cloruro férrico 2.5 g/l, 15% sólidos, 3 horas de lixiviación, 30 oC de temperatura, agitación 800 rpm y pH alrededor de 1. Alcanzándose en estas condiciones una extracción de plata de alrededor de 80%.

Estudio de parámetros importantes en la lixiviación de menas oxidadas de oro y plata de la Empresa Inti Raymi S. A.

Agustín Cárdenas Revilla

Docente tutor: René Antezana García

1991

En Inti Raymi S. A. (IRSA), se emplea el proceso de lixiviación en pilas, más conocido como "Heap Leaching", probablemente el de menor capital de inversión y costo de operación dentro de los procesos de cianuración. La operación consiste en apilar apropiadamente el material triturado sobre una plataforma impermeable, luego se procede a regar y percolar con soluciones alcalinas diluidas de cianuro a objeto de extraer el oro y la plata presentes en la mena oxidada, para luego proceder a la recuperación de las mismas por el método Merrill-Crowe.

En el entendido de que los índices metalúrgicos iniciales (1985 – 88) en Planta San Andrés no eran los óptimos, y después de hacer un análisis de todos los parámetros de operación, se han seleccionado los de mayor importancia. En el presente trabajo se ha estudiado el efecto que tienen: el tamaño de partícula, la

concentración de cianuro y el caudal específico de riego en la extracción del oro y la plata a partir de menas oxidadas.

Para ello se han realizado pruebas de lixiviación por agitación y percolación en columnas, las primeras para ver la máxima extracción posible con el tipo de mena en particular, y la última con el objeto de determinar valores que permitan predecir el comportamiento de la lixiviación a escala industrial.

La lixiviación por agitación, permitió lograr en 48 horas, una extracción máxima de 86.30% para el oro y 51.7% para la plata. Mientras que a través de las pruebas de lixiviación por percolación en columnas, estos índices alcanzaron 66.77% Au y 42.79% Ag para 20 días de proceso, siendo la ley de cabeza de la mena de 2.75 g Au/t y 18.68 g Ag/t, aproximadamente.

Con respecto al grado de trituración, se ha visto que ha medida que se reduce el tamaño de partícula, existe mejor extracción tanto de oro como de plata, acortándose considerablemente el tiempo de lixiviación. Las concentraciones altas de cianuro (> 0.5 g/l), no tienen marcada influencia en la disolución; y, las variaciones del caudal específico de riego, tienen su importancia en la calidad de las soluciones de descarga y no tanto en lo que a extracción se refiere.

En base a las pruebas experimentales, se ha establecido que los mejores valores técnico-económicos de los parámetros de operación para la lixiviación en pilas son los siguientes:

Tamaño de partícula:	- 1 pulgada
Concentración NaCN	0.5 g/l
Caudal específico de riego	0.2 l/min/m ²
pH de la solución	10 a 11
Temperatura	Ambiente
Altura de pila	3 m aproximadamente
Tiempo de lixiviación	40 días (máx. estimado)
Extracción de oro	60 a 65% (estimado)
Extracción de plata	30 a 35% (estimado)

Estudio técnico económico para el tratamiento de las colas provenientes de la lixiviación de oro y plata en la Empresa Minera Inti Raymi S. A.

Oswaldo Zurita Vilte

Docente tutor: Grover Gutiérrez Blanco

1991

El presente trabajo, estudia una alternativa técnico económica para la recuperación de oro y plata de las colas "San Andrés" de la Empresa Minera Inti Raymi S. A.

El material proviene de un proceso de lixiviación en pilas, tiene un promedio de 1.06 g Au/t y 18 g Ag/t, alcanzando al presente

aproximadamente 1.5 millones de toneladas 48% + 1". Por sus condiciones y características, sobre todo en cuanto a las leyes de los minerales valiosos y costos de operación, condujeron al estudio a un proceso de lixiviación en pilas.

Las condiciones óptimas de operación para el tratamiento de este material son: grado de trituración – 5/8; concentración de NaCN 0.15 g/l; flujo de regado 0.18 l/min.m² y tiempo de lixiviación de 60 días.

Las mejores extracciones logradas fueron 61.22% para el oro y 23.48% para la plata. Las mismas, pueden considerarse satisfactorias por estar en el rango de los residuos de extracción logrados por la mayoría de las empresas que operan con este mismo sistema (extracción máxima para el oro 70%), con material fresco.

También se ha realizado un proyecto económico, lográndose una utilidad neta de 2.8 millones de \$us, para la cotización actual de 370 \$us/oz troy de oro en cuatro años de operación. En consecuencia, el proceso responde adecuadamente al tratamiento de colas de Inti Raymi.

Flotación de oro con aglomeración carbón – diesel

Cinda Beltrán Ortiz

Docente tutor: Napoleón Jacinto E.

1991

En la concentración gravimétrica convencional de menas aluviales de oro, uno de los problemas principales es la recuperación de partículas finas de oro, las cuales se pierden en los descartes de las colas. Por este hecho, el presente trabajo de investigación estudia el proceso de recuperación de partículas finas de oro por adsorción selectiva de las partículas de oro en aglomerados de carbón vegetal-diesel oil y una posterior flotación de los aglomerados de carbón vegetal-diesel oil-oro.

Para la ejecución de las pruebas experimentales se utilizó una mena aluvial procedente de Cochabamba. La muestra fue tomada de colas procedentes del tratamiento gravimétrico en mesas. La misma contiene 3.18 Au g/t. El tamaño de las partículas está en el rango de 10 a 100 μ.

El proceso responde a tres etapas: aglomeración esférica, se obtiene agitando una mezcla de partículas finas de carbón con diesel oil; contacto – extracción, las partículas de oro son cargadas a los aglomerados con una velocidad de agitación de 550 rpm y un tiempo de contacto de 40 min. El peso de los aglomerados está en el orden de 20 kg/t de colas tratadas; recuperación de aglomerados cargados por flotación.

La flotación se lleva a cabo bajo las siguientes condiciones de operación: pH 6,5, colectores Z-4 : Z-11 (1:2) 110 g/t y Dow

Froth 250, 40 g/t como espumante. El concentrado obtenido presenta 930.98 Au g/t con una recuperación total de 80%.

Se considera por los resultados obtenidos, que el proceso se constituye en una alternativa bastante atractiva para la recuperación de partículas de oro fino.

Mejoramiento de la calidad de los impulsores de las bombas Wilfley, a través del empleo de otros materiales y/o tratamiento térmico

Oscar J. Choque Fernández

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo

1991

Los indicadores que proporciona la industria en cuanto al desgaste de impulsores se refieren, es elevado. Los diferentes materiales utilizados, desde fundición gris, acero al manganeso y fundición blanca, tienen una duración entre 6 a 180 horas. Esto nos induce a mejorar la calidad de los mismos.

Como alternativas que posibiliten un mejoramiento en la propiedad mecánica de resistencia al desgaste, se toman en cuenta el empleo de otros materiales, considerándose los hierros fundidos blancos especiales resistentes al desgaste. Estos son:

- Hierro fundido blanco Ni-hard.
- Hierro fundido blanco cromo-molibdeno.
- Hierro fundido blanco Alto Cromo.

La dureza es un factor determinante en la resistencia al desgaste y depende de la estructura metalográfica, composición y tratamiento térmico efectuado. Los resultados de dureza en bruto de fusión de las tres alternativas consideradas son: 60.0, 49.0 y 47.0 HRC, respectivamente; presentando una estructura martensítica el Ni-hard, estructura austenítica con carburos complejos y formación de productos de transformación de la austenita en las dos alternativas restantes.

El tiempo y la temperatura son factores en el tratamiento térmico de templado con enfriamiento en aire, que permiten elevar la dureza en más del 25% en relación al estado bruto de fusión en las alternativas Cr-Mo y alto Cr. A 950 °C y 4 horas de tratamiento, se eleva la dureza a 64.9 HRC en el Cr-Mo y a 950 °C y 7 horas de tratamiento, se eleva la dureza a 63.4 HRC en el alto-Cr. La estructura que presentan estas dos alternativas dan como resultado, formación de carburos complejos secundarios que se forman alrededor de los carburos primarios y luego en la matriz martensítica.

El ensayo de resistencia al desgaste, en las condiciones efectuadas, proporciona un índice de resistencia intermedio

para el Ni-hard y elevado para el Cr-Mo con tratamiento térmico, resultando factible el empleo de estos dos últimos.

Comportamiento del plomo, antimonio y arsénico durante la refinación electrolítica del estaño en medio alcalino usando como electrolito estanato de sodio

José Antonio Berbetty López

Docente tutor: René Antezana García

1992

En el presente trabajo, se ha estudiado el comportamiento electrometalúrgico de los elementos metálicos considerados impurezas: plomo, antimonio y arsénico, durante el proceso de refinación electrolítica del estaño en ambiente alcalino, utilizando como electrolito estanato de sodio.

Se han usado ánodos impuros de estaño con elevado contenido de impurezas, que oscilaron de 1.5 a 10% de Pb, Sb y 0.5% de As. Asimismo al aplicar este proceso hidrometalúrgico, no se consideró el proceso de refinación térmica, con el propósito principal de observar el comportamiento de estos elementos en forma directa en medio acuoso y en ambiente alcalino, variando los diferentes parámetros que se consideraron para esta oportunidad. Entre las variables consideradas están la concentración del electrolito, temperatura del medio y la densidad de corriente.

La concentración del electrolito se varió entre 0.001 y 2.0 M, la temperatura del baño entre 50 y 90 °C, y la densidad de corriente entre 5.0 y 100 amp/m².

Habiéndose obtenido resultados bastante interesantes respecto a la disolución de estaño en el ánodo, como también del comportamiento del plomo, antimonio y arsénico, de los cuales se ha podido establecer, que pueden permanecer estables en el ánodo, como lodos anódicos.

Los depósitos que se obtuvieron, alcanzaron una pureza del 99.97% de estaño y un rendimiento de corriente del 75%, cuando el electrolito tenía una concentración entre 0.001 y 0.01 molar, aplicando una densidad de corriente de 5.0 a 10.0 amp/m² y una temperatura entre 50 y 70 °C. En estas condiciones no se observó contaminación elevada tanto en el cátodo como en el electrolito de los elementos considerados impurezas.

También se estudiaron algunos factores que influyen y regulan el proceso de electro-refinación del estaño en ambiente alcalino, entre los factores considerados están: la preparación del electrolito que fue uno de los principales objetivos, como también la preparación de los ánodos y los voltajes adecuados.

De la misma manera, se estudiaron algunos mecanismos y reacciones electroquímicas que posiblemente podrían desarrollarse durante la parte experimental del proceso, pero desde el punto de vista teórico.

Refinación pirometalúrgica del estaño: remoción de antimonio

Sinforiano Lima Velez

Docente tutor: Carlos Velasco Hurtado

1992

La práctica usual para la remoción del antimonio de estaño consiste en la adición de aluminio al metal crudo. En la presente investigación, se ha estudiado la influencia que tiene la cantidad de aluminio dosificado, temperatura de extracción del dross, tiempo de agitación, velocidad de enfriamiento y la temperatura de adición de aluminio, en la calidad del refinado obtenido y el arrastre de estaño al dross.

La experimentación se ha realizado en una olla de 5,000 g de capacidad construida proporcionalmente a las ollas de tratamiento industrial en la Empresa Metalúrgica Vinto, utilizando un semirefinado producido en esta Empresa con un contenido de 0.65% de antimonio.

Se ha determinado que las variables más importantes del proceso son la temperatura de extracción del dross y la cantidad de aluminio dosificado, y que es posible obtener refinados con 0.015% de antimonio alimentando el aluminio entre 340 a 400 °C, una relación de Al/Sb de 0.53 y una temperatura de extracción del dross de 250 a 300 °C.

Con el propósito de economizar los costos del reactivo aluminio, y evitar la excesiva formación de nata, se plantea como alternativa el reciclaje del dross particularmente para crudos que tienen entre 1 hasta 5% de antimonio.

Preconcentración de menas auríferas en la canaleta oscilante mecanizada

Mario Calveti Castellón

Docente tutor: Antonio Salas Casado

1992

En función a los objetivos trazados, se diseñó y construyó la canaleta oscilante mecanizada a partir de la canaleta estacionaria. La característica básica de este aparato es su superficie de trabajo, sobre la cual es sobrepuesto un movimiento de oscilación transversal.

Los principales parámetros que se estudiaron fueron: la frecuencia de oscilación, velocidad volumétrica de flujo de

pulpa, la pendiente y el desempeño de la canaleta estacionaria; todos estos factores circunscritos a diseños experimentales.

Las pruebas indican que en la canaleta oscilante, la frecuencia de oscilación y la pendiente tienen un efecto positivo en el radio de enriquecimiento y en la recuperación; los mejores niveles de trabajo para el diseño 32 y diseño adicional con respecto a la frecuencia de oscilación, flujo de pulpa y pendiente comprende a los experimentos No 5 y No 1; para las condiciones 240 o.p.m., 400 cc/min y 200 o.p.m., 200 cc/min, y 4.5°, respectivamente. El desempeño de la canaleta estacionaria bajo el diseño experimental 22, se traduce en una eficiencia de separación muy baja y un radio de enriquecimiento pequeño.

Estudio técnico económico para tratamiento de colas arenas Catavi mediante espirales Reichert

Mario Velasco Sánchez

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate

1992

Como una alternativa técnico-económica de tratamiento de las "Colas Arenas Catavi", en el marco de la crisis actual de la minería, se ha estudiado y analizado el rendimiento y los alcances de un proceso de pre-concentración gravimétrica de éstas, mediante espirales Reichert.

Se utilizó una planta piloto PEK 10, de la compañía española ERAL, instalada en el distrito de Catavi, bajo el auspicio de Comibol, y se procesaron muestras procedentes del desmonte antiguo de colas arenas de Ingenio Victoria.

El trabajo experimental ha permitido conocer el grado de concentrabilidad de estas colas antiguas, a través de la determinación de los índices metalúrgicos para las diferentes condiciones estudiadas.

Los resultados muestran que la pre-concentración sin molienda y en dos etapas, arroja recuperaciones del orden de 40 a 50%, con leyes de pre-concentrado de 0.95 a 1.75% Sn. Etapas de molienda del sobre-tamaño de una clasificación de la carga de alimentación, y de algunos productos intermedios, incrementan la recuperación en 5 a 10%, proporcionalmente a la cantidad de carga molida.

Análisis densimétricos de la alimentación, y de los productos del proceso, confirman el grado de complejidad de estas

cargas, muestran que el proceso estudiado tiene un rendimiento satisfactorio, y que los índices metalúrgicos establecidos guardan relación con los límites de las eficiencias de separación.

La estimación de los costos de inversión y de operación para el tratamiento de 10,000 T:M:P:D y la evaluación de los resultados económicos, arrojó los siguientes valores para los índices económicos financieros: V.A.N. = 4'938,380 \$us; T.I.R. = 27.16%; B/C = 1.42; PER.RECUP.CAP. = 3 años; para una cotización de 2.55 \$us/LF.

Investigación sobre la preparación de carbón activado a partir de desechos de castaña

Roberto Peña Alvarez

Docente tutor: Jorge Tejerina Ledo

1993

El presente trabajo es consecuencia de la inquietud de expertos en materiales de adsorción, agro-industriales y la implementación de los últimos proyectos hidrometalúrgicos con el proceso C.I.P. Este último y otros, hacen que se investigue la preparación de carbón activado a partir de desechos de castaña, para el mayor conocimiento y mejor utilidad de los carbones activados.

Por lo que se planteó estudiar los efectos de la temperatura de pirolisis, temperatura de activación, reactivos en la interacción carbón.gas y carbón-líquido, y el efecto del flujo gaseoso y concentración de los medios activantes aire, CO₂, H₂O, H₃PO₄, ZnCl₂ y K₂S.

Lográndose obtener carbón activado a partir de desechos de castaña con un flujo de 0.34 l/min de vapor de agua sobre el carbón (pirolizado), durante 10 minutos a una temperatura de 800 °C y una presión de operación de 490 mm Hg, en un ambiente inerte previamente generado. El enfriamiento del producto de activación se realizó con gas nitrógeno hasta los 400 °C.

Con las que se alcanza un grado adsorbativo de 66% Au mínimo y 76% Au máximo, a partir de soluciones preñadas de complejos cianurados de oro, plata y otros cianicidas competitivos durante la adsorción; y 862.54 mg de yoduro/g de carbón activado, índice que cuantifica el grado adsorbativo, y no así la selectividad del carbón activado por las especies en cuestión; dicho carbón activado de desechos presenta su punto isoeléctrico en pH igual a 2.61.