

Resúmenes

Revista Metalúrgica incluye 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 ésta institución.

En los N° 32, 33, 34 y 35 de Revista Metalúrgica, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta 1992. En el presente número, se presentan los trabajos de graduación entre los años 1993 – 1997.

Preconcentración de partículas finas en jigs de criba móvil y alta frecuencia

Miguel Orellana Gutierrez

Docente tutor: Antonio Salas C.

1993

La crisis en el precio del estaño en el mercado internacional (1985), ha motivado que a nivel mundial se origine una profunda revisión de los sistemas de producción y una adaptación de tecnologías que permitan obtener estaño a bajo costo, reportándose precios unitarios muy bajos en relación a los costos de producción que registraba la Minería Nacional.

Existen investigaciones tendientes a mejorar la recuperación de partículas finas por procesos gravimétricos especiales (mesas), o recurriendo a la flotación de casiterita. Sin embargo, no todos los problemas pueden ser resueltos por estos métodos considerando las dificultades propias de cada yacimiento; de suerte que es imperioso disponer de técnicas que puedan aplicarse en estos casos difíciles.

En este trabajo se investiga la preconcentración de colas – arenas del Ingenio Santa Elena de Huanuni, empleando sistemas comparativos de jigs de criba fija y móvil de alta y baja frecuencia.

Como parámetros de investigación se estudiaron las características del diagrama de pulsión; la influencia de la granulometría de la carga, amplitud de golpe, frecuencia de golpe y altura de cama, concluyendo con el diseño de un flujograma de tratamiento de esas colas – arenas, que se recomienda por su bajo costo de operación, buena eficiencia metalúrgica y facilidad tecnológica de implementación.

Los aspectos teóricos de la teoría de la aceleración diferencial se han aplicado relacionándola con las características del diagrama de pulsión de alta frecuencia, concluyéndose que es posible retratar las colas–arenas de Huanuni y obtener preconcentrados o concentrados de mediana ley.

Estudio de variables de celdas de flotación tipo Jameson en el tratamiento de la mena de la E. M. San José

Víctor Dávalos Ramos

Docente tutor: Octavio Hinojosa Carrasco

1993

En función a los objetivos fijados se diseñó y construyó la celda neumática tipo Jameson de laboratorio. Las características más importantes de este aparato son: su autoabastecimiento de aire y la no utilización de piezas móviles.

Las principales variables que se estudiaron fueron: el diámetro del tubo de alimentación de pulpa, el tamaño de grano, la longitud del tubo de alimentación de pulpa más aire; todos éstos factores circunscritos a diseños experimentales. Además se analizó la cinética de flotación de la celda Jameson comparada con la celda Denver.

Las pruebas indican que en la celda Jameson de laboratorio es posible tratar favorablemente la mena de San José tanto en su etapa rougher como cleaner. Los resultados obtenidos son iguales o mejores que los que se obtienen en celdas mecánicas convencionales, con la gran diferencia en cuanto a costos de construcción o compra, instalación y mantenimiento.

Los mejores niveles de trabajo para los diseños 32 y adicional de flotaciones rougher fueron: diámetro del tubo de alimentación 1.25 cm, tamaño de grano -200 # y longitud del tubo de alimentación 304 y 455 cm, que dan productos con 11.45 y 9.91 DM de Ag, y 91.00 y 92.03 de recuperación, respectivamente. Los mejores niveles de trabajo para el diseño de la flotación cleaner fueron: diámetro del tubo de alimentación 1.25 cm, tamaño de grano – 200 # y longitud del tubo de alimentación 455 cm, que da un producto con 66.24 DM Ag y 78.45% de recuperación.

Biolixiviación del mineral complejo de mina Bolívar

Edwin Yugar Yugar

Docente tutor: Gróver Gutiérrez Blanco
1993

La minería boliviana atraviesa momentos críticos, no solo por la situación actual de los precios del mercado de metales, sino también por el continuo agotamiento de yacimientos de minerales mono-metálicos que fueron explotados por etapas, incluso desde antes del colonaje.

Yacimientos sulfurados polimetálicos encontramos en distintos lugares, sobre todo de nuestra altiplanicie, cuyos minerales todavía no han recibido un tratamiento adecuado para la extracción de los principales valores metálicos.

La técnica de la lixiviación microbiológica, en la actualidad muy bien aplicada a minerales de cobre a nivel industrial, surge como una alternativa de tratamiento de minerales complejos, teniendo la ventaja además de ser procesos cuya contaminación es despreciable y cuyos costos de inversión y operación, por demás demostrada, son más bajos comparados con los procesos convencionales pirometalúrgicos.

El estudio presente, que responde al interés de la Comisión de Ciencias y Tecnología del Ministerio de Planeamiento y la Comunidad Económica Europea, pretende demostrar la factibilidad técnica de emplear procesos microbiológicos en el tratamiento de minerales sulfurados complejos.

Con esta finalidad se realizaron pruebas comprendidas desde el aislamiento de cultivos nativos mixtos de thiobacillus ferrooxidans y thiobacillus thiooxidans, la adaptación de éstos al substrato mineral y el empleo del cultivo adaptado en la biolixiviación del mineral complejo de mina Bolívar.

Entre las condiciones más favorables en las distintas etapas, encontramos que en el aislamiento se requiere una adaptación previa al pH de cultivo: 1.5, en medio nutriente de Tuovinen. La adaptación del cultivo se logra luego de dos transferencias a un substrato mineral fresco, alcanzándose una población bacteriana de 8.6×10^8 bact./ml.

Los parámetros más favorables en la lixiviación son:

Granulometría	- 200#
% Sólidos	15%
pH	1.5
Temperatura	35 oC
Tiempo	20 días
Extracción	83.15% Zn 42.55% Cu
Concentración de la solución	22.13 g/l Zn 126.46 mg/l Cu

Precipitación de plata a partir de soluciones cloruradas

Freddy R. Herrera Cueto

Docente tutor: Gróver Gutiérrez Blanco
1993

Experimentos a escala de laboratorio sobre la precipitación de plata con chatarra de hierro, a partir de soluciones complejas de cloruro provenientes de lixiviación en columnas de los minerales sulfurados de plata contenidos en los desmontes del Centro Minero San José, fueron efectuados utilizando el proceso de precipitación continua en tambor rotatorio.

Se realizaron pruebas batch y continuas para determinar la cinética e influencia de las variables más importantes que intervienen en el proceso como: el tiempo de residencia de la solución dentro del tambor precipitador, velocidad de rotación del reactor, tipo de agente precipitante empleado y el pH de la solución inicial.

También se efectuaron pruebas con trazadores con el propósito de estudiar el comportamiento del reactor utilizado en la precipitación de plata con hierro a partir de soluciones argentíferas cloruradas.

Evaluación técnica de celdas columnares

Sergio Escalera Antezana

Docente tutor: Napoleón Jacinto E.
1994

Por su importancia técnica y su uso en la industria minera del país, se efectúa una comparación técnica de tres tipos de celdas de columna que son: celda de Columna Convencional, celda Neumática Bahr y celda Jameson.

Se realiza un estudio de las principales variables de diseño y operación, se efectúa un análisis comparativo de la performance metalúrgica y operación en la industria, y se establecen ventajas y desventajas de estas celdas.

La celda de Columna Convencional tipo industrial fue probada en el ingenio de E. M. Santa Fe; la celda Neumática Bahr, a escala piloto, en los ingenios de Porco (COMSUR) y Velarde, E. M. Unificada (COMIBOL), y la celda Jameson en los ingenios de Poopó, E. M. Tiwanacu y Velarde.

Las celdas columnares pueden competir contra circuitos eficientes de limpieza en celdas mecánicas; son capaces de obtener concentrados de mayor ley en menos etapas con celdas mecánicas de flotación, con un nivel de recuperación equivalente o superior y necesitan un menor tiempo de residencia. La celda columnar resultó ser una muy buena alternativa en el tratamiento del mineral de la E. M. Santa Fe, lográndose índices metalúrgicos superiores.

La celda Neumática Bahr presenta todavía algunas dificultades en su diseño original, por ello es necesario efectuar algunas

modificaciones con la finalidad de obtener mejores resultados. El sistema de alimentación aire más pulpa no es el más adecuado, produciéndose constantes taponamientos y con ello interrupciones en las operaciones de producción; es preciso, implementar el sistema de agua de lavado para las espumas.

La celda Jameson ofrece resultados aceptables en el Ingenio de Poopó y mejores en el Ingenio Velarde, después de efectuar una modificación en el sistema de introducción de aire a la celda. Esta celda, es una buena alternativa en el tratamiento de menas sulfurosas porque permite abaratar costos de tratamiento, similares o más bajos de los que podrían producirse al emplear celdas de columna convencionales. Por otra parte, es posible usar en diferentes circuitos de flotación, es decir, en la etapa rougher, scavenger y cleaner en dos, tres o más etapas, de acuerdo a las necesidades.

Por todo lo que se ha observado, en el trabajo experimental y los resultados obtenidos, se colige que la que más se adecúa a la forma de trabajo, al tipo de nuestros minerales y al tipo de resultados que se desea obtener, es la Celda Columnar.

Estudio básico de la electro-obtención de oro a partir de soluciones cianuradas en celda rotatoria

Guido Mallcu Limache

Docente tutor: Fidel Terrazas Camacho

1994

El presente estudio de la electro-obtención de oro con partículas catódicas a partir de soluciones cianuradas diluidas en celda rotatoria, con un contenido de oro de 15.10 mg/l y un pH de 11; en su primera parte está orientado a determinar los mejores rangos de trabajo, utilizando para este fin como material anódico una lámina de acero inoxidable y como material catódico esferas de plomo metálico.

Los parámetros más importantes y en sus mejores niveles son:

Densidad de corriente catódica	12.43 A/m ²
Voltaje	9 voltios
Tamaño partículas catódicas	3.2 mm
Velocidad de rotación	15 rpm
Flujo de electrolito	60 ml/min
Temperatura	25 °C
Rendimiento de corriente	0.40%
Consumo específico de energía	613.91 Kw.hr/kg
Recuperación	95.03%
Conductividad específica	23,300 μmhos/cm

La segunda parte del estudio se efectuó con solución cianurada procedente de la Empresa Minera Inti Raymi S. A. Con un contenido en oro de 3.2 mg/l y 12.04 mg/l de plata, cuyo pH fue 11.8. Además de la presencia de iones Fe, Cu, Ca Y Na.

Aplicando los mejores parámetros de la electro-obtención se obtuvo una deposición paralela de oro y plata, una

recuperación de oro del 81.79% con una masa depositada de 4.94 mg.

Durante el trabajo se presentó la formación de costras causadas por la corrosión anódica; esta corrosión se presenta con mayor frecuencia a medida que va en aumento la densidad de corriente. Los resultados para esta segunda parte fueron:

Densidad de corriente catódica	9.33 A/m ²
Voltaje	7.0 voltios
Tamaño partícula catódica	3.2 mm
Velocidad de rotación	30 rpm
Flujo de electrolito	60 ml/min
Temperatura	>25 °C
Conductividad específica	67,300 μmhos/cm

Quantificación computarizada de un ingenio

Francisco Infantes Irusta

Docente tutor: Juan León Arze

1994

Para realizar el control de operaciones en plantas o ingenios, se presenta un sistema de evaluación y cuantificación computarizado al cual se alimentan datos diarios de entrada, como pesos, leyes, tamaños de grano, porcentaje de sólidos, etc., en el caso de la parte metalúrgica; y control de costos a través de gastos de consumo de labor, reactivos, materiales y energía eléctrica, de manera que esta información se transforme en respuestas, que permitan hacer una cuantificación y evaluación permanente de dichas operaciones. Al mismo tiempo, todos los datos generados son almacenados y servirán para efectuar el control directo de los requerimientos técnicos establecidos, teniendo una información diaria, semanal, mensual y anual.

Para el propósito mencionado se ha utilizado una Hoja Electrónica de trabajo que siendo práctica, es de fácil acceso a los requerimientos del personal de producción y supervisión.

Lixiviación en pilas del mineral de oro y plata de la zona de transición de sulfuros a óxidos del cerro Korykollo.

Fausto Alfredo Balderrama Flores

Docente tutor: Gróver Gutiérrez Blanco

1994

El objetivo del presente estudio ha sido determinar un flujograma de tratamiento para recuperar el oro y la plata del mineral de la zona de transición del yacimiento del cerro Korykollo, mediante el sistema de lixiviación en pilas con posterior recuperación por el método Merrill-Crowe, que sea factible en lo técnico y lo económico.

Una serie de pruebas anteriores al presente estudio habían indicado la lixiviabilidad de este tipo de minerales, siendo el principal problema para su tratamiento en forma industrial la aparición –en las soluciones ricas- de abundantes precipitados gelatinosos blanquesinos, que habían enturbiado las soluciones, impidiendo su tratamiento por los problemas de taponamiento que ocasionarían en los filtros de la planta Merrill-Crowe.

Se han realizado una serie de pruebas a nivel laboratorio probando diferentes alternativas de solución al problema planteado, y a este nivel han quedado dos probabilidades satisfactorias:

- a) Prelavado del mineral con agua de río seguido de cianuración.
- b) Aglomeración con cal y cemento seguido de cianuración.

En ambas opciones se han realizado pruebas a nivel de pila piloto, obteniéndose resultados satisfactorios con la opción **AGLOMERACIÓN DEL MINERAL CON CAL Y CEMENTO SEGUIDO DE CIANURACIÓN**.

Esta opción ha permitido lograr extracciones de 70.68% para el oro y 28.64% para la plata al tratarse 777 toneladas del mineral que tenía una ley de cabeza de 1.88 g de Au/tn y 26.50 g Ag/tn en 30 días de lixiviación.

La aglomeración previa ha sido realizada con 4.0 y 8.33 kg/tn de cal y cemento, respectivamente; entre 10 y 12% de humedad y 36 horas de secado. La lixiviación durante los primeros días ha sido realizada con soluciones de 1 g/l de NaCN y posteriormente 0.5 g/l.

Las soluciones ricas han sido claras, exentas de precipitados durante todo el proceso de lixiviación y por tanto de fácil tratamiento en la planta de precipitación (los precipitados han sido retenidos en la capa de cemento-cal-mineral fino formada por la aglomeración alrededor de las partículas de mineral).

Los costos adicionales han sido mínimos, por debajo del costo adicional máximo permisible de 4 \$us/tn, establecido en el presente estudio para este mineral.

Todo lo mencionado anteriormente permite afirmar que la alternativa **AGLOMERACIÓN CON CAL Y CEMENTO SEGUIDO DE CIANURACIÓN** es una opción tecnológica para el tratamiento de los minerales de la zona de transición de sulfuros a óxidos del yacimiento del cerro Korykollo.

Recuperación del complejo Cu-CN de soluciones “IRSA” usando carbón activado en columnas

Cástulo Condori Soraide

Docente tutor: Gróver Gutiérrez B.

1995

El presente trabajo de investigación plantea como una alternativa interesante, el estudio del complejo cobre-cianuro, a partir del agua denominada “de proceso” de la planta Sulfuros

de la Empresa Minera Inti Raymi S. A., con el empleo de carbón activado en columnas.

En la primera etapa: la adsorción, se emplea carbón activado fresco en columnas donde se hace circular “agua de proceso” a un caudal de 1,397.92 l/min/m², equivalente a 22% de expansión de la cama de carbón. Con el peso de carbón de 6 kilogramos en un tiempo de cuatro horas y cuatro etapas de adsorción en serie, se consiguen resultados de adsorción del complejo cianurado a temperatura ambiente, alcanzando un 95% de adsorción de cobre en el carbón. Se incrementa la adsorción del cobre en un 14.7% al disminuir el pH de 8 a 6.

En la segunda etapa: la desorción, se logra eluir al cobre en un 95%, con una concentración de cianuro en la solución eluyente de 2 g/l a un flujo de 2 BV por hora, en 12 horas de proceso y a temperatura ambiente. La solución obtenida de esta manera, rica en cobre y cianuro es posible tratar por cualquier proceso indicado en la literatura técnica.

Lo atractivo del proceso, es la recuperación de metales procesos residuales. Los contenidos de oro y plata en la solución están alrededor de 0.03 ppm Au y 1.58 ppm Ag. Estos valores se adsorben en forma simultánea con los iones de cobre presentes en el agua de proceso. Se logran adsorciones en el carbón activado de 54.5% de oro y 65% de plata; en la elución se consigue extraer entre 12 – 24% de oro y entre 15-19% de plata, respectivamente. Estos datos indican que se pueden acumular estos metales preciosos en el carbón activado.

Es posible re-usar el carbón activado después de la desorción sin previo lavado ácido ni reactivación, ya que no se observa disminución sustancial en la capacidad de adsorción, incluso después de ser re-usado por tercera vez.

Se da la posibilidad de recircular la solución eluyente previa reposición de cianuro libre al valor inicial.

Una consecuencia inmediata de la remoción del cobre, es la eliminación de un competidor del oro en la etapa de adsorción. Por tanto, se incrementará la adsorción de los metales preciosos, disminuirá el consumo de cianuro siendo posible regenerar el mismo, y el inventario de carbón tiende a disminuir repercutiendo en una reducción del contenido de oro en la solución colas.

Flotación de casiterita en celda columnar

Néstor E. Acero Miranda

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate

1995

Por su importancia tecnológica, la celda columnar constituye una alternativa real de aplicación técnica para la flotación de casiterita fina; para ello se realizó un estudio de las principales variables que influyen en la operación de la celda columnar: velocidades superficiales del bias, del aire, agua de lavado, % hold up de aire, altura de espumas, cantidad de espumante, % sólidos en la alimentación.

Los rangos óptimos obtenidos de las variables y el análisis comparativo de la performance metalúrgica de la celda columnar, establecen ventajas significativas en ley del concentrado final, baja el contenido de casiterita en colas finales y obtiene mayor recuperación de partículas finas de casiterita con menor arrastre mecánico de ganga, lográndose índices metalúrgicos superiores que la celda mecánica convencional.

Flotando colas-arenas la celda columnar obtiene una recuperación de 67.27% y ley de 9.34% Sn, comparada con la celda mecánica que obtiene una recuperación de 66.16% y ley de 3.54% Sn. Baja el contenido de Sn en las colas de 0.25 (celda mecánica) a 0.24 (celda columnar).

Flotando colas-lamas la celda columnar obtiene una recuperación de 84.47% y ley de 8.38% Sn, comparada con la celda mecánica que obtiene una recuperación de 74.93% y ley de 8.42% Sn. Baja el contenido de Sn en colas de 0.25 (celda mecánica) a 0.14 (celda columnar).

Los errores experimentales determinados a partir de pruebas repetitivas se encuentran en el rango de $\pm 5\%$. Estos errores experimentales indican la validez de los experimentos y que los resultados son reproducibles con poca variación.

Remoción del antimonio metálico por adición de magnesio

Hugo Andia Fuentes

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
1995

La presente investigación, estudia la remoción de antimonio del estaño metálico usando como alternativa la adición de magnesio en viruta, como sustituto del aluminio con el fin de remover un alto porcentaje de antimonio. Considerando los siguientes parámetros de estudio: temperatura inicial de operación, temperatura de adición de magnesio, tiempo de agitación, temperatura de extracción del dross.

Usándose semirefinados de estaño con una ley inicial de 0.46% para pruebas a escala laboratorio. Para pruebas a escala piloto se usan semirefinados del orden de 0.34 a 0.50% de antimonio. Por último, se usan semirefinados del orden de 0.58% a 1% de antimonio, para pruebas a escala industrial.

De los datos y resultados obtenidos, se ha determinado que las variables más importantes de refinación térmica del antimonio son:

- Temperatura de extracción del dross de antimonio.
- Temperatura de adición de magnesio.
- Cantidad de magnesio dosificado.

De acuerdo al reporte del laboratorio de análisis químico de la Empresa Metalúrgica Vinto, se obtienen refinados de estaño con leyes de antimonio de 0.008% a 0.01%.

Las condiciones de operación son las siguientes:

- Temperatura inicial de adición de magnesio: 450 °C
- Relación de Mg/Sb n peso al Sn: 0.54
- Temperatura inicial de extracción del dross: 380 °C
- Temperatura final de extracción del dross : 260 °C
- Temperatura de extracción del exceso de Mg: 300 °C

Con reactivo aluminio se obtienen metálicos del orden de 80 a 100 gramos por tonelada de antimonio.

Con reactivo magnesio se obtienen metálicos del orden de 80 a 100 gramos por tonelada de antimonio.

Las leyes de antimonio anteriormente enunciadas son grados óptimos de comercialización en el lingote final de estaño.

Análisis teórico y práctico para la operación de espiral Humprey aplicado a la preconcentración de estaño

Ricardo Vargas Caba

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
1995

La aplicación de canaletas helicoidales, de las cuales la espiral Humprey es pionera, cobra marcada importancia debido a su bajo costo de inversión y operación.

En el aspecto técnico, interesa conocer la fundamentación teórica para el diseño y operación de estos aparatos, debido a lo cual se realiza una revisión y análisis de las relaciones matemáticas propuestas por diferentes autores.

Las pruebas experimentales se llevaron a cabo con colas-arenas de la Empresa Minera Huanuni, complementándose el trabajo con pruebas de aplicación a nivel de pilotaje con diferentes cargas.

Los mejores resultados se obtuvieron con rango de tamaño -100 #, lográndose una recuperación de 67.48% y % Sn en el preconcentrado de 2.98%.

La espiral Humprey constituye un equipo versátil que puede tener aplicación en diversos puntos de un proceso gravimétrico; puede ser usado en la preconcentración, clasificación por tamaños y separación sólido-fluido.

Obtención de bullión de plata a partir del concentrado complejo de la Empresa Minera San José por la vía pirometalúrgica

Isaac Pérez Mamani

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
1996

El tratamiento de los concentrados complejos sulfurosos de Pb-Ag-Sb del C. M. San José, por tostación oxidante y una fundición de los tostados por reducción carbotérmica, es un proceso que

pueden aplicarse satisfactoriamente para la obtención de la fase metálica (bullión) de Pb, Sb, Ag, Cu, Sn, etc.

El presente estudio estuvo circunscrito a determinar los efectos de las siguientes etapas y variables:

Tostación oxidante:

Temperaturas: 500, 600, 700, 800 °C
Flujos de aire: 509.4; 1,652.36 y 2,795.33 l/h

Fusión- reducción:

Temperaturas: 1,150 y 1,200 °C
Relación de escorias: $\text{SiO}_2:\text{Fe}:\text{CaO} = 36.75 : 47.25 : 16.0$
 $\text{SiO}_2:\text{Fe}:\text{CaO} = 35 : 45 : 20$
Carbón fijo: 6, 9 y 12% en peso, respecto del tostado

Los mejores resultados obtenidos para la etapa de tostación oxidante fueron (F3 T5):

Temperatura de 500 °C
Flujo de aire con 2,795.33 l/h

Una masa calcinada con las siguientes características:

Elemento	% Ley	% Recuperación
Ag	0.755	90.62
Pb	18.16	86.75
Sb	14.91	87.43
S	5.69	21.76
Cu	1.84	87.14

Los mejores resultados obtenidos para la etapa de fusión-reducción fueron, (T2 X2 C2):

Temperatura de fusión: 1,200 °C.
Relación de escorias: $\text{SiO}_2:\text{FeO}:\text{CaO} = 35:45:20$
Carbón fijo: 9% respecto del tostado, en peso

La fase metálica con:

Elemento	% Ley	% Recuperación
Ag	2.5075	90.41
Pb	44.86	66.94
Sb	30.41	79.47
Cu	5.66	76.82

Estudio comparativo de costos de transporte de colas arenas de la Empresa Minera Colquiri

Vitaliano Ojeda Calluni

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
1996

Durante la operación del Ingenio Hornuni de la Empresa Minera Colquiri, se ha acumulado una importante reserva de minerales de zinc, plata y estaño en el dique de colas arenas.

Los resultados de las pruebas metalúrgicas, muestran la factibilidad técnica de retratamiento de las indicadas reservas de colas-arenas, para obtener concentrados de zinc-plata y estaño. Sin embargo, para la elaboración del proyecto de retratamiento, falta el estudio de la etapa de transporte.

En el presente trabajo, se realiza el estudio técnico-económico de los siguientes tres sistemas de transporte de colas-arenas, desde el dique hasta el Ingenio Hornuni:

1. Transporte por volquetas.
2. Transporte por correas.
3. Transporte por bombeo.

Para este estudio, se efectúa la selección y dimensionamiento del equipo necesario para cada sistema de transporte, posteriormente se complementa con el cálculo de costos correspondiente.

Luego de la evaluación del costo anual uniforme equivalente CAUE de las tres alternativas, se seleccionó el sistema de transporte por correas, porque este presenta costos menores.

La capacidad de tratamiento del Ingenio y al mismo tiempo de transporte, se estima en 2,000 toneladas métricas secas por día, lo que da una vida al proyecto de 13.62 años.

El capital total de inversión del sistema de transporte por correas es de 1'307,736 \$us y el costo de explotación total es de 2.10 \$us/t.

Evaluación de celda de flotación piloto Jameson 300/1 para mejorar la eficiencia del circuito de zinc de la Empresa Tuntoco

Valerio José Arias Caballero

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
1996

Las malas condiciones del mercado de minerales hacen imperiosa la necesidad de buscar alternativas para abaratar los costos de producción de la industria minera en Bolivia, ya sea mediante una optimización de sus operaciones y/o la introducción de nuevas tecnologías.

En el presente trabajo se realiza una evaluación técnica de la celda piloto Jameson 300/1, en flotaciones rougher, scavenger y post-scavenger. Las variables de operación que se estudiaron son: altura de espuma, agua de lavado y flujo de aire. Además, se realizó una evaluación económica comparativa entre las celdas Jameson y mecánica convencional, para el diseño de una planta de concentración de 130 TPD de capacidad.

Los parámetros de control estudiados son importantes para lograr una performance óptima de la celda Jameson, especialmente el flujo de aire por las características de su diseño.

El resultado de la evaluación de la celda Jameson muestra que puede trabajar en todas las etapas de flotación. La celda

Jameson trabaja con una mejor eficiencia ($E_{\text{fic}_{\text{total}}} = 87.59\%$) y produce concentrados con leyes comerciables $61.77\% \text{Zn}_{\text{final}}$ en comparación a las celdas mecánicas convencionales en las que se obtienen concentrados con $61.04 \text{Zn}_{\text{final}}$ y una menor eficiencia ($E_{\text{fic}_{\text{total}}} = 82.19\%$)

El análisis tecno-económico comparativo, muestra la factibilidad del proyecto de instalación de una planta concentradora usando celdas Jameson en las etapas de flotación. El ahorro en costos de producción al usar celdas Jameson en vez de celdas mecánicas es de aproximadamente 2.24 \$us/t tratada, debido principalmente al menor consumo de energía.

Estudio de optimización del circuito de molienda/ciclónaje de la planta sulfuros de Empresa Minera Inti Raymi S. A.

Juan Carlos Villarroel Calderón

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
1996

El estudio de optimización del circuito molienda/ciclónaje de la Planta Sulfuros, efectuado en función de la eficiencia de clasificación, carga circulante y el enfoque de las características funcionales de rendimiento de los molinos de bolas, permite estimar un aumento de la capacidad de tratamiento de 870 TPH (20,900 TPD), lo que significa un 10% más del tonelaje tratado promedio, con un % peso de la fracción -200# en over flow por encima de 70, con un tamaño de corte de $100 \mu\text{m}$ y una eficiencia de clasificación de 70%, para el tipo de mena procesada.

Los resultados obtenidos en laboratorio de la determinación de los parámetros cinéticos de molienda discontinua en molino de bolas, muestran que operando a densidades de pulpa de 2,100 g/l o menores, se obtienen velocidades específicas de fractura, tomando en cuenta que la mena corresponde a un material de dureza media.

Influencia de las propiedades de las arenas de moldeo sobre la calidad de la pieza

Luis Fernando Flores Cabrera

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
1996

En la industria de la fundería las arenas juegan un papel preponderante y tienen una relación directa con la fabricación y calidad de las piezas a ser obtenidas.

De los resultados alcanzados durante el análisis de las arenas de Collana, Machacamarca y Colquencha, se concluye que éstas dos últimas arenas no son adecuadas para la preparación de moldes, especialmente para la fabricación de piezas y partes en acero y hierro fundido, por su alto contenido de impurezas y

bajo porcentaje de sílice, respectivamente; presentando además una disminuida permeabilidad, poca refractariedad y una elevada tendencia al desmoronamiento, requiriendo por tanto elevadas cantidades de aglutinante.

La arena de Collana posee un contenido de sílice de 95.04%, además presenta una mejor uniformidad de grano y forma, tamaño medio, es limpia y por tanto requiere poco aglutinante para su uso.

La sensibilidad de la compactabilidad a las variaciones de humedad para la relación agua/bentonita de 0.43 es igual a 1.70% de compactabilidad / 0.1% de humedad.

Un parámetro importante en la medición de la resistencia a la compresión en verde es el llamado temper-point. Para un valor de temper-point de 2.5% el contenido de humedad más adecuado es cercano a 3% para una adición de bentonita de 7%. Con esta dosificación, la arena alcanza los siguientes valores:

Compactabilidad	52 – 60%
Permeabilidad	248 cm^3/min
Resistencia en verde	0.9 kg/cm^2

Las impurezas en las piezas coladas en esta arena se hallan casi uniformemente distribuidas, la estructura es del tipo dendrítico pero de grano variable, creciendo desde el exterior hacia el interior, siendo ésta una estructura característica de piezas de aluminio coladas en arena.

Efecto del oxígeno en la lixiviación de sulfuros auríferos de Inti Raymi S. A.

Erasmó Bedoya Cruz

Docente tutor: Gróver Gutierrez Blanco
1996

En menas sulfurosas, donde una parte importante del oro se encuentra finamente diseminado en el mineral huésped, de tal manera que la molienda no logra liberarla, no siempre es conveniente reemplazar el aire por oxígeno como oxidante. El uso de oxígeno promueve la formación de productos insolubles en medio cianuro, los cuales podrían recubrir las partículas de oro, o recubrir los sulfuros susceptibles a oxidación con liberación de partículas de oro.

Por estas razones, el presente trabajo de investigación, está orientado a evaluar el efecto del empleo del oxígeno en la cianuración de la mena de Inti Raymi, comparada al proceso estándar, es decir al proceso con suministro de aire como oxidante.

Para lograr el objetivo, se procedió con el método de laboratorio desarrollado por los profesores Javier O. Jara y Alejandro A. Bustos, que adicionalmente permite evaluar el efecto del oxígeno en un eventual pre-tratamiento oxidante de la mena, previo a la cianuración.

Los resultados más importantes nos muestran que: el uso del oxígeno incrementa la extracción del oro de 62.1 a 67.2% con

un incremento en el consumo de cianuro de 3.21 a 3.53 kg/t, para 24 horas de lixiviación. La diferencia en las extracciones queda establecida ya en la primera hora de lixiviación, luego de esta primera hora, la evolución de la extracción es similar, no importando si el oxígeno o el aire es suministrado. La diferencia indicada en la extracción de oro, ha sido sustentada con un análisis estadístico, con un ensayo de hipótesis de significación, que permite deducir que la indicada diferencia no se debe a un azar de muestreo.

El empleo del oxígeno en el pre-tratamiento y en la cianuración, eleva el oxígeno disuelto en pulpa de valores medios de 5.6 a 23.3 mg/l.

El consumo elevado de cianuro durante la cianuración se debe casi exclusivamente a la disolución del cobre, cuyas especies no sufren cambios superficiales de oxidación en el pre-tratamiento.

Las eficiencias del empleo del aire y del oxígeno son bajas, de 1.44 y 10%, respectivamente.

La velocidad de captación del oxígeno en un pre-tratamiento con oxígeno es de 30 g/h/t, valor considerado bajo, debido a que no existen altos contenidos de especies susceptibles a oxidación en un medio alcalino oxigenado. Sin embargo, en medio cianuro, el consumo de oxígeno podría ser muy elevado. Por tanto, no es conveniente el pre-tratamiento con oxígeno, puesto que sólo se logra una extracción de 52% Au.

Oxidación a presión de pirita y arsenopirita en medio básico

Freddy F. Paredes Eulate

Docente tutor: Gróver Gutierrez Blanco
1996

El presente trabajo de investigación está dirigido al tratamiento de los minerales refractarios de la zona sulfurada del Yacimiento Llallagua, con tenores de 2.96 g/t en Au, 10.2 g/t en Ag y 10.16% de S, de la Empresa Minera Inti Raymi S.A., mediante una oxidación a presión a temperatura en medio básico, logrado con hidróxido de sodio, seguida de una lixiviación del producto con cianuro, para recuperar los elementos valiosos. El calificativo de esta mena, de refractaria proviene del hecho de que la lixiviación directa dio extracciones para el oro de sólo 19.5%.

Las máximas extracciones logradas por cianuración fueron de 95.14% Au y 91.10% Ag, con una oxidación de 83.66%, al pretratar la mena bajo los siguientes parámetros:

Grado de molienda	-200 # Tyler
Tiempo	30 minutos
Temperatura	100 °C
Presión de oxígeno	100 psi
Densidad de pulpa	20%
pH	10.48

Las mejores oxidaciones se lograron con soluciones de NaOH, en comparación a la mezcla cal-NaOH y sólo cal, que dieron solamente oxidaciones parciales de los sulfuros.

El mineral de este yacimiento responde eficientemente a la flotación colectiva de sulfuros lográndose recuperaciones de 92.09% en Au y 90.96% en Ag con leyes de 10 y 23.5 g/t respectivamente, para un tiempo de molienda de 15 minutos.

Al someter a una oxidación-lixiviación los concentrados de flotación con los mejores parámetros obtenidos con la mena, se obtienen extracciones de 88.16% de Au y 92.57% de Ag, para un grado de oxidación de 68.68% que corresponde a un pH de 13. De las pruebas preliminares de oxidación en medio ácido, éstas tienen un comportamiento diferente a las realizadas en medio básico, por lo tanto, los parámetros de operación son también diferentes a los determinados en la oxidación básica.

Las ventajas que presenta la oxidación a presión en medio básico son muchas, como ser: bajas temperaturas, tiempo corto de oxidación, molienda casi similar al de la planta de sulfuros (80% -200 #), materiales sencillos de construcción para un circuito de la autoclave, el muy bajo consumo de cal en el ajuste de pH para la etapa subsiguiente de lixiviación y además, un tiempo de lixiviación de 3 horas del material oxidado produce un 80 a 90% de la recuperación total de los elementos de interés, siendo la única desventaja el fuerte consumo de NaOH en el pre-tratamiento. Por todo lo anotado el presente trabajo de investigación llegaría a ser una alternativa para el tratamiento de la mena del yacimiento Llallagua, considerada en la actualidad sólo como recurso.

Estudio de parámetros en la desorción de oro de carbón activado cargado (EMIRSA)

Sebastian López Roque

Docente tutor: Juan León Arze
1996

Se efectuaron pruebas para identificar que factores influyen en la desorción de oro en el proceso. Se encontró que en orden de importancia la temperatura, el contenido de calcio en el carbón, la concentración de hidróxido y el flujo, afectan significativamente.

Se demostró satisfactoriamente la remoción de cianuro del proceso. Este cambio tiene un efecto positivo sobre la extracción de oro y la reducción de tiempo de tratamiento.

Se realizó una evaluación de la influencia del cobre y del cianuro en el proceso, llegándose a determinar que la adición de cianuro a la solución de desorción, depende principalmente del contenido de cobre en el carbón activado cargado. Cuando éste es inferior a 1,000 g/t, no es necesaria la adición de cianuro, obteniéndose extracciones de oro y plata mayores a 99% y 97%; respectivamente. Por el contrario, si la concentración de cobre es mayor a 1,000 g/t, la adición de

cianuro es necesaria, si se desea obtener extracciones de oro alrededor de 99%.

El beneficio económico logrado al eliminarse la adición de cianuro de sodio del proceso fue altamente significativo, ya que el costo total de tratamiento del carbón se redujo en un 53.73%.

Otro aspecto evaluado fue el lavado ácido del carbón, llegándose a determinar que tanto la calidad del agua como el tiempo de recirculación y enjuague son determinantes para lograr una buena eliminación del calcio. Resultados satisfactorios se lograron utilizando una solución de HCl al 3% y un tiempo de enjuague de 210 minutos. El efecto de esta etapa sobre la eficiencia de la desorción fue también cotejada, encontrándose que la concentración no tiene un efecto marcada; soluciones de HCl alrededor de 3 – 4% son recomendables, elevar supone sólo una ligera mejora y en algunos casos es perjudicial.

Mejoramiento de la calidad de piezas de corte para equipo pesado a través del empleo de otros materiales y/o tratamiento térmico

Hernán Jorge Gutiérrez Benavides

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo

1997

El desgaste de las piezas de corte para equipo pesado es elevado. Los diferentes metales utilizados, desde acero al manganeso y aceros aleados que se fabrican sin tratamiento térmico, son las principales causas para el desgaste masivo de éstas. 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 el de los aceros aleados:

- Acero al manganeso (Handielf).
- Acero aleado cromo-molibdeno.

La dureza, es un factor determinante en la resistencia al desgaste y depende de la estructura metalográfica, composición y tratamiento térmico efectuado en dos medios de enfriamiento: agua y aceite. Los resultados de dureza en bruto de fusión son 45 y 48 RHc, respectivamente; presentándose una estructura austenítica es estos aceros, con carburos complejos y formación de productos de transformación de la austenita en las dos alternativas.

En el tratamiento térmico de templado en agua, el tiempo y la temperatura son factores importantes para elevar la dureza. En la alternativa acero al manganeso, se logró elevar la dureza de 45 a 58 HRc, a un tiempo de 5 horas y temperatura de 960 °C.

En la alternativa acero aleado cromo-molibdeno, la dureza se incrementa de 48 HRc en estado bruto de fusión a 60 HRc, con tratamiento térmico en aceite a un tiempo de 5 horas y temperatura de 960 °C.

La estructura que presentan estas alternativas da como resultado, formación de carburos complejos y una matriz martensítica, después del tratamiento térmico.

El ensayo de resistencia al desgaste, en las condiciones efectuadas, proporciona un índice de resistencia elevado para la alternativa acero aleado cromo molibdeno con tratamiento térmico en aceite, dando 5.8276.

También el acero al manganeso con tratamiento térmico en agua tiene un índice de desgaste elevado de 3.5740. Resultando factible el empleo de éstas alternativas con las condiciones ya mencionadas para la fabricación a nivel industrial de las piezas de corte para equipo pesado.

Análisis de las operaciones críticas y estudio técnico económico del Ingenio Santa Elena de la Empresa Minera Huanuni

Luis Fernando Aramayo López

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate

1997

Las condiciones técnico-económicas del Ingenio Santa Elena, de la Empresa Minera Huanuni, pueden ser mejoradas sustancialmente a partir de criterios simples, tomando en cuenta, principalmente, la fácil liberación del elemento valioso en fracciones granulométricas relativamente "gruesas".

Es posible pre-concentrar en jigs el mineral de Huanuni obteniéndose descartes del orden del 30% en peso, con una distribución de estaño de solamente 3.12%; obviamente, la producción tendrá un incremento que redundará en una mayor producción de finos de estaño.

También es posible, con un control adecuado del tratamiento en el Ingenio e introduciendo la etapa de splitting con los non-floats de la etapa de flotación de piritas de los concentrados de jigs y mesas, mejorar los índices metalúrgicos. De esta forma se puede incrementar la ley del concentrado final de 39.9% Sn (actualmente) a 44.5% Sn y la recuperación se incrementa de 65 a 75%.

Finalmente se debe indicar que, con los resultados metalúrgicos alcanzados es posible prever una sustancial disminución de costos, aproximadamente 52,000 \$us, particularmente en la etapa de molienda.