

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 ésta institución.

En los Nos 32 a 38 de Revista Metalúrgica, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta el año 2001. En el presente número, se presentan los trabajos de graduación entre los años 2001 – 2007.

Estudio de parámetros físico-mecánicos para la amalgamación en tambor rotatorio

Damián Ríos Herrera

Docente tutor: Cinda Beltrán Ortiz
2001

En la explotación del oro, existen diversas cooperativas que emplean la amalgamación como un medio de concentración del oro fino por ser la más efectiva y la más económica, pero no se toma en cuenta la forma correcta de realizar este proceso de modo que se hace mal uso del mercurio, especialmente debido a la falta de información por parte de las cooperativas, por lo tanto existe contaminación del medio ambiente y grave peligro para la salud de las personas.

Como alternativa para el buen uso de esta técnica de concentración, se ha realizado un estudio de los parámetros físico-mecánicos que influyen en la amalgamación en tambor rotatorio, este trabajo se ha realizado debido a la poca información existente en nuestro medio.

Las condiciones en las que normalmente se realiza la amalgamación por parte de los operadores cooperativistas, minería chica y concentradores metalurgistas ocasionales (barranquilleros), son inadecuadas y muy contaminantes; se recomienda como más favorables en caso de tener la necesidad de amalgamar los siguientes parámetros: granulometría del concentrado -48#; volumen de relleno del tambor 50-60%; velocidad de rotación el tambor 60 r.p.m.;

cantidad de mercurio 15% del peso de concentrado; tiempo de amalgamación 2 horas; número de cuerpos auxiliares (atriccionadores) de 3 a 4 bolas, para alcanzar recuperaciones por encima del 80%, que ya es muy importante para la concentración de oro en la minería chica.

Tratamiento piro/hidrometalúrgico de minerales de alto contenido de manganeso

Jhovan Humberto Usnayo Usnayo

Docente tutor: Gerardo Zamora Echenique
2002

La actual crisis de la minería boliviana, que afronta bajas cotizaciones y altos costos de producción de los minerales tradicionalmente producidos en el país, ha llevado a la necesidad de investigar el potencial y el tratamiento de otros minerales no tradicionales, tal es el caso de los minerales de manganeso (pirolusita).

El objetivo general de este trabajo de investigación es el de estudiar el tratamiento piro/hidrometalúrgico de minerales con alto contenido de manganeso y establecer la posible aplicación del carácter ácido de las aguas de mina como agente de lixiviación.

El tratamiento propuesto consta de una primera etapa que consiste en reducir carbotérmicamente la pirolusita (MnO_2) a manganosita (MnO); y de una segunda etapa, en la que el producto de la reducción es sometido a una lixiviación ácida.

En la etapa de reducción carbotérmica se ha establecido que las condiciones que permiten la total reducción de la pirolusita son: 900 °C de temperatura, 637,5 micrones de granulometría del mineral, relación C/MnO₂ de 1,25 y un tiempo de residencia de dos horas.

La recuperación de manganeso, del producto de la reducción carbotérmica, en la etapa de lixiviación con H₂SO₄ ha sido del 85% para una relación de 1,5 respecto al estequiométrico y 13,5% sólidos.

La aplicación de las aguas ácidas de mina como agente de lixiviación, ha permitido obtener extracciones de hasta 96% bajo las siguientes condiciones de operación: 10% de porcentaje de sólidos, relación de agua ácida de mina/H₂SO₄ de 5/1, velocidad de agitación de 600 r.p.m., y un tiempo de lixiviación de hasta dos horas.

El uso de agua ácida de mina reduce sustancialmente el consumo de ácido sulfúrico, y a su vez, se aprovecha un recurso que se considera como contaminante en los sectores de la producción minera.

El proceso propuesto puede constituirse en una alternativa interesante para la explotación de este tipo de yacimientos bolivianos.

Estudio del proceso de cristalización de sales de las agua ácidas de la mina San José por evaporación

Raúl Percy Quezada Hinojosa

Docente tutor: Gerardo Zamora Echenique
2002

El abandono de minas y desmontes de antiguas operaciones minero-metalúrgicas, representa en la actualidad un impacto ambiental negativo debido a la infiltración de aguas subterráneas y superficiales, formando lo que se conoce como Drenaje Ácido de Mina (DAM) y Drenaje Ácido de Roca (DAR).

Estos efluentes mineros resultan de la exposición de minerales que contienen sulfuros al agua y oxígeno del aire. La oxidación de los sulfuros a sulfatos genera un medio fuertemente ácido y la acción catalítica del género de bacterias thiobacillus ferrooxidans favorece a la permanente disolución de metales pesados. El sulfuro predominante en minas y desmontes abandonados es la piritita y es su oxidación la principal responsable de la formación de aguas ácidas.

La generación de aguas ácidas de mina es también un problema presente en nuestra región. La mina San José

cuyas operaciones fueron cerradas en 1992 presenta las características requeridas para la formación de drenaje ácido. En sus extensas galerías y socavones, así como en sus desmontes aledaños a la ciudad, existe material sulfuroso el cual es oxidado y disuelto por aguas subterráneas y de lluvia. El agua de interior mina con valores de pH ácidos de 1,2 – 2,5, es bombeada sin tratamiento a fin de mantener accesibles los niveles más profundos para una futura explotación, logrando atravesar nuestra ciudad y desembocando gradualmente en el lago Uru – Uru.

En este marco se propone la aplicación de la cristalización de sales disueltas en las aguas de mina, mediante su evaporación en lagunas o estanques de gran área y apropiadamente aisladas para evitar infiltraciones en acuíferos subterráneos.

El objetivo de este trabajo es el estudio del proceso de cristalización de las sales que tomará lugar durante la evaporación de las aguas ácidas de mina.

Como resultado, se han identificado los productos obtenidos durante la evaporación. Estos se hallan constituidos principalmente por las siguientes formaciones:

- Sulfatos de baja solubilidad: cristales aciculares de yeso CaSO₄·2H₂O y precipitados pulverulentos de anglesita PbSO₄, cuando se tiene una concentración de plomo mayor a 25 mg/l.
- Precipitados ferruginosos de color ocre amarillento: costras y geles de jarosita KFe₃(SO₄)₂(OH)₆, hidroniojarosita H₂Fe₃(SO₄)₂(OH)₇, natrojarosita NaFe₃(SO₄)₂(OH)₆, goetita –FeOOH, pequeñas cantidades de Fe(OH)_{2,7}Cl_{0,3} y Fe(OH)₃.
- Cristales cúbicos de cloruro de sodio NaCl.
- Cristales de mirabilita Na₂SO₄·10H₂O, obtenidos por enfriamiento de las sales saturadas.

Debido a que los cationes pesados Cd, Cu, Fe²⁺, Mg, Zn se hallan en solución formando especies acuosas con los iones cloruro, las cuales se hacen más estables a medida que el proceso de evaporación aumenta, su precipitación por este mecanismo se hace prácticamente imposible.

La investigación realizada contempló el efecto principal del porcentaje de agua evaporada y la variación de temperatura sobre la saturación de las posibles especies sólidas a cristalizar.

Además se realizaron pruebas adicionales cuyo objetivo fue de confirmar la información expuesta en la literatura especializada, sobre el comportamiento que puedan tener las sales durante su cristalización cuando se hallan presentes variables tales como presencia de materiales extraños en solución, agitación y adición de agentes

orgánicos; ya que su efecto puede tener aplicación práctica, en la medida en que estos materiales son de fácil disponibilidad y bajo costo.

Estudio térmico de un horno de fabricación de ladrillo artesanal, para sugerir cambio de combustible a gas natural

Octavio Hinojosa Ledezma

Docente tutor: Carlos Jesús Velasco Hurtado
2003

En el presente estudio se efectúa un diagnóstico completo de la situación actual de la producción de ladrillo artesanal en la ciudad de Oruro, que tiene que ver con el análisis técnico y económico principalmente, además de analizar brevemente también la parte ambiental. En base a este diagnóstico se han elaborado propuestas para la sustitución del combustible usado actualmente, por gas natural.

La sustitución del combustible sólido por gas natural es absolutamente factible no sólo desde el punto de vista técnico y económico, sino también ambiental.

Las condiciones actuales de trabajo, permiten establecer las dificultades que se tienen para mantener rangos de temperaturas requeridas durante el proceso de “cocido” de los ladrillos, por la forma de alimentar el combustible sólido y la falta de instrumentos de medición, por ello algunas veces no se logra alcanzar la temperatura requerida, entre 800 a 900 °C, y otras veces se sobrepasa esta temperatura, llegando a fundir los ladrillos.

Se ha llegado a la conclusión que para la cocción de los ladrillos son necesarios 11'535.251 kcal por “quemada”, y el rendimiento térmico del horno tipo es de 22,9%, el volumen de gases emitido a la atmósfera alcanza 45.584 m³ por quemada; por la naturaleza de los materiales que se usan como combustible y por su composición química, se debe indicar que la emisión de gases a la atmósfera causa impacto ambiental no sólo en las inmediaciones del lugar de trabajo, sino en considerables áreas aledañas.

El uso de combustible gaseosos permitirá superar las dificultades en la etapa del “cocido” de los ladrillos, ya que será más fácil llegar y mantener las temperaturas requeridas; el control del consumo de combustible para lograr la energía requerida en el proceso será muy sencillo y las condiciones ambientales mejorarían sustancialmente tanto en el lugar de trabajo como en el área circundante minimizando el impacto negativo. Además de que utilizando la cantidad de combustible adecuada se sube el rendimiento del horno 28%.

Si bien es cierto que la inversión inicial para concretar la sustitución del combustible es elevada y a simple vista “imposible” de concretar por los socios cooperativistas, en este trabajo se muestran alternativas prácticas y posibles de ejecutar.

La alternativa planteada de “donación total de la inversión”, es la que tiene mejores indicadores económicos, permite tener un ingreso líquido promedio de unos 1.120 bolivianos mensuales, situación que se daría con un financiamiento a fondo perdido.

Remoción del aluminio residual por cloruración en la refinación térmica del estaño

Teodocio Ayllón Quispe

Docente tutor: Luis Sivila Sarmiento
2003

La remoción efectiva del arsénico y antimonio desde el estaño se logra por adición de aluminio al baño metálico, acompañado con una vigorosa agitación.

En O.M.S.A., el aluminio es alimentado como aleación Sn – Al (70 – 30). Las ventajas de añadir aleación sintética frente a la chatarra de aluminio son: la menor temperatura a la que la aleación se disuelve, 400 °C, en lugar de 550 °C para la chatarra de aluminio, de manera que se ahorra tiempo y combustible; otra ventaja es que la aleación no se combustiona en la superficie del baño, en cambio la chatarra sí, por traer consigo grasas y pinturas.

Concluida la remoción de arsénico y antimonio, el estaño contiene aluminio residual el cual debe ser removido cuidadosamente por cloruración; método elegido por su menor costo frente a otros aplicados en la industria y por seguridad de obtener buenos y oportunos resultados. El proceso se cimenta en la afinidad del cloro por el aluminio para formar AlCl₃ de fácil separación desde el baño. El tiempo es función de la concentración inicial del aluminio, aunque en el grueso de las ollas refinadas no excede de tres a cinco horas, a diferencia del proceso con solución de NaOH que bordea diez horas de tratamiento, siendo directamente proporcional a la generación de cenizas.

Los resultados indican que la remoción del aluminio residual por cloruración en la refinación térmica del estaño es posible, como lo muestran las tablas 12 a la 16 y las figuras 18 a la 21. El cálculo teórico de la energía libre de la reacción que da un valor bastante negativo, también es la ratificación de la factibilidad del proceso.

Este método cuyos resultados obtenidos a nivel industrial muestran valores para el contenido de aluminio final en el

estaño como trazas, en la totalidad de los certificados de análisis químicos, de los laboratorios químicos Alex Stewart Assayers (de Inglaterra), y Alfred H. Knight Laboratories Bolivia.

Procesamiento metalúrgico de la tantalita para la obtención de óxidos mixtos de tantalio

Epifanio Ajhuacho Canaza

Docente tutor: Carlos Jesús Velasco Hurtado
2003

Bolivia posee en la zona del oriente yacimientos de tantalio, los que son explotados por trabajadores independientes y pequeñas empresas, los que realizan sólo el beneficio del mineral, y su venta directa por exportación o vía contrabando.

El trabajo de investigación estuvo encaminado al estudio de procesos combinados piro-hidrometalúrgicos para el tratamiento de la tantalita explotada en esta zona, para la obtención de óxidos mixtos de tantalio – niobio, que puedan ser comercializados como un producto intermedio con un valor agregado frente a los concentrados.

La investigación ha sido desarrollada a nivel de laboratorio, con minerales de alta y baja ley procedentes de las minas BIT y San Pedro. Se ha realizado un proceso de fusión con sales, seguido de una lixiviación ácida.

Los resultados muestran que con los minerales de alta ley estudiados, es posible obtener óxidos con un contenido de $Ta_2O_5 + Nb_2O_5$ de 99,39%. Con los de baja ley, se obtuvo un óxido mixto con $Ta_2O_5 + Nb_2O_5$ de 95,68%. Ambos productos pueden ser utilizados para la obtención de otro tipo de sales, como el pentóxido de tantalio, carburo de tantalio, tantalio metálico, fluotantalato de potasio, y las correspondientes sales de niobio.

Las condiciones experimentales que permitieron obtener los mejores resultados con los dos tipos de mineral fueron:

Tamaño de grano del mineral para fusión	-48 +60 #
Consumo NaOH/mineral	3/1
Tiempo de fusión	1,5 horas
Temperatura de fusión	700 °C

Para el proceso de lixiviación, las mejores condiciones son:

Relación HCl/queque	2,5 litros por kg de queque
Tiempo de lixiviación	10 horas

Los productos finales obtenidos por el proceso estudiado presentan un bajo grado de radioactividad, similares a la radioactividad natural, especialmente cuando se funde con la adición de Na_2CO_3 .

La aplicación de este proceso, puede dar lugar al desarrollo de una minería de alta rentabilidad en el departamento de Santa Cruz, evitando que el mineral salga como contrabando hacia el Brasil, con el consiguiente beneficio económico para el país.

Minimización del desgaste de bombas a través de una selección adecuada

Victor Hugo Maita Michel

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
2004

La selección adecuada de una bomba centrífuga para uso en la industria metalúrgica, más específicamente en el área de concentración de minerales, es reduciendo costos y tiempo de mantenimiento, para lo que es necesario minimizar el desgaste de tres piezas fundamentales como el impulsor, el revestimiento de la garganta y de la voluta, que se encuentran en contacto directo con el medio. Por consiguiente se tuvo que utilizar una bomba 6/4 E-AH Warman con piezas de hierro fundido de grado 100 HB, impulsor heavy duty y alta eficiencia, metálico cerrado de 15 pulgadas.

El medio o pulpa utilizada está preparada con arena de río a 50% sólidos en peso, la carga dinámica total 114.8 ft, en ambos parámetros manteniendo constante para todas las pruebas, se varió la granulometría en 150, 450 y 1.000 μm , tomando en cuenta el d_{85} , también se tuvo que variar el caudal con respecto al caudal de máxima eficiencia.

Para partículas menores a 450 μm , y manteniendo constante el caudal a 0,8 del caudal de máxima eficiencia por ser la mejor opción para aumentar la vida útil del impulsor, la voluta y el revestimiento de la garganta en comparación con impulsores heavy duty.

El efecto del caudal sobre el desgaste es proporcional al tonelaje de sólidos manejados por la bomba. Manteniendo el tamaño de partículas en 1.000 μm , y variando el caudal a 0,8 con respecto al caudal de máxima eficiencia se recomienda operar en éste punto para minimizar el desgaste del impulsor y la voluta. Con partículas de 450 y 150 μm , independientemente el desgaste mínimo del revestimiento de la voluta y el de la garganta, se obtendrá cuando el caudal esté en el caudal de máxima eficiencia.

Estudio del efecto de la temperatura de colada y del tipo de molde sobre las propiedades de los latones de uso industrial

Edwin Ponciano Mora Pozo

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
2006

Los latones son aleaciones que poseen una amplia diversidad de aplicaciones, siendo que sus propiedades varían notablemente según su composición. Los latones comerciales más empleados son los conocidos normalmente como latón de cartuchería y el metal muntz por tener las características de la estructura que los componen, la fase alfa y alfa más beta, respectivamente.

Los factores que influyen en el proceso de la fundición para la obtención de piezas de latón, son la temperatura de colada (influye en el tiempo de solidificación) y el tipo de molde de colada (la velocidad de enfriamiento).

Para el latón 60/40 (fase $\alpha + \beta$), la dureza alcanzada es mayor a 90 HB y la resistencia a la tracción es mayor a 3.500 kg/cm², la resistencia al desgaste es menor a 700 mg/h y la resistencia a la corrosión es menor a 80 mdd.

Para el latón 70/30 (fase α), la dureza alcanzada es mayor a 50 HB y la resistencia a la tracción es mayor a 2.000 kg/cm², la resistencia al desgaste es menor a 300 mg/h y la resistencia a la corrosión es menor a 60 mdd.

Los mejores valores en cada una de las propiedades evaluadas se pueden ver a continuación, para cada composición y condiciones de colada:

Aleación 60/40

Ensayo	Valor máximo	Temperatura de colada, °C	Tipo de molde
Resistencia a la tracción	4.228 kg/cm ²	1.050	Coquilla
Dureza	120 HB	1.050	Arena
Resistencia a la corrosión	40 mdd	1.000	Coquilla
Resistencia al desgaste	212 mg/h	1.000	Coquilla

Aleación 70/30

Ensayo	Valor máximo	Temperatura de colada, °C	Tipo de molde
Resistencia a la tracción	2.872 kg/cm ²	1.050	Coquilla
Dureza	60.5 HB	1.050	Coquilla
Resistencia a la corrosión	30 mdd	1.100	Coquilla
Resistencia al desgaste	68 mg/h	1.050	Coquilla

Resultados que se encuentran dentro los valores de la literatura que indican valores de resistencia a la tracción, dureza y resistencia a la corrosión.

Concluimos que si requerimos piezas que posean buenas propiedades de resistencia mecánica se deben emplear latones de fase alfa + beta. En cambio, si se requieren piezas con buenas propiedades de resistencia a la corrosión y desgaste, además de poseer facilidad al maquinado se debe seleccionar un latón fase alfa.

Además en la obtención de estas aleaciones se determinó que la pérdida de zinc no supera el 2% si se emplean trozos pequeños de cobre y trozos grandes de zinc, no requiriendo de la formación de una aleación madre (rica en cobre o zinc).

Asimismo, todas las propiedades de las piezas obtenidas muestran calidad comercial.

Obtención de plomo a partir de sus concentrados sulfurosos mediante electrolixiviación

Luis Fernando Maldonado Guillén

Docente tutor: Fausto Balderrama Flores
2006

El presente trabajo investiga la obtención de plomo metálico a partir de sus concentrados sulfurosos mediante el proceso de electrolixiviación a nivel de laboratorio. Un concentrado con una ley de 48% de plomo y un tamaño de partícula de -65# es disuelto anódicamente en una celda electrolítica de diafragma con un ánodo de grafito y un cátodo de plomo. Inicialmente se probaron diferentes electrolitos tales como: nitrato de plomo + nitrato de potasio, acetato de plomo, fluorsilicato de plomo y cloruro de plomo + cloruro de sodio, siendo este último el de mejor desempeño en términos de eficiencia de corriente catódica y consumo de energía a un pH ácido de 1,5.

Las variables de estudio son: la concentración inicial de plomo iónico, temperatura y la densidad de corriente. La temperatura y la densidad de corriente resultan ser las variables con influencias más significativas en el proceso de electrolixiviación.

Los valores óptimos de las tres variables son como sigue: concentración inicial de plomo iónico de 0,98 g/l, temperatura de 66 °C y densidad de corriente de 89 A/m², con los cuales se obtiene una eficiencia de corriente de 88,2% y un consumo de energía de 0,71 kW.h/kg de plomo para una prueba de cuatro horas.

Con los valores optimizados de las tres variables se realiza una prueba de 26 horas, donde el contenido de plomo desciende desde 48,02% hasta 2,93%, lo que representa una recuperación de 93,9% de plomo, con un voltaje de celda promedio de 2,59

voltios y un consumo de energía de 1,15 kW.h/kg de plomo producido para una eficiencia global de 58,2%.

La calidad del producto metálico seco según el análisis químico es la siguiente:

Pb :	87,55%
Sb:	0,97%
Ag:	5,36%

Modelo matemático para la lixiviación por agitación de menas auríferas I.R.S.A.

David Colque Ramos

Docente tutor: Fausto Balderrama Flores
2007

La modelación matemática y la simulación de procesos en computadora, se constituyen cada vez más en una alternativa de potencial aplicación en el análisis de procesos. En tal sentido, el presente trabajo apunta a la modelación y simulación del proceso de lixiviación por agitación de la Empresa Minera Inti Raymi.

El presente proyecto de grado presenta un desarrollo metódico de las etapas a seguir para alcanzar la simulación y el análisis por computadora, del proceso de lixiviación por agitación de un sistema discontinuo a nivel de laboratorio.

Se encontró que el modelo matemático de la cinética de la lixiviación de oro a partir de sus menas, propuesto:

$$-\frac{dC_m}{dt} = k_p(C_m - C_{m(e)})^n$$

Puede reproducir respuestas experimentales del proceso en los rangos estudiados, con una varianza de la suma de cuadrados del error en el contenido de oro en el mineral (σ^2) de 0,0015 a 0,0019, para un nivel de confianza del 95%, además se halló que los parámetros del modelo matemático k_p y n , determinados experimentalmente en función de las variables; concentración de NaCN, concentración de O_2 disuelto y tamaño de partícula, se ajustan a un modelo lineal de primer orden, y los parámetros cinéticos $C_{m(e)}$ y $Ext_{(max)}$ son únicos para cada tipo de carga. Así se tiene:

Para una mena sulfurosa (composito -1):

$$\begin{aligned} k_p &= 0,4195 + 0,00006(\text{NaCN}) + 0,0770(O_2) - 0,0084(\text{GM}) \\ n &= 1,6616 - 0,00012(\text{NaCN}) + 0,0689(O_2) - 0,0108(\text{GM}) \\ C_{m(e)} &= 0,5911 \text{ (g/t)} \\ Ext_{(max)} &= 50,86\% \end{aligned}$$

Para una mena oxidada (composito -2):

$$\begin{aligned} k_p &= 0,3440 + 0,00007(\text{NaCN}) + 0,0188(O_2) + 0,0058(\text{GM}) \\ n &= 4,9081 - 0,00112(\text{NaCN}) - 0,0152(O_2) - 0,0301(\text{GM}) \\ C_{m(e)} &= 0,7851 \text{ (g/t)} \\ Ext_{(max)} &= 66,56\% \end{aligned}$$

El artículo también presenta un análisis de las respuestas simuladas, ante el efecto de las variables de operación, en la cinética de lixiviación para distintas relaciones de mezcla de minerales óxido – sulfuro, de un proceso bacht a nivel de laboratorio.