

Revista Metalúrgica incluye 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 objetivo de difundir parte de la investigación que se desarrolla en ésta institución.

En los Nº 32, 33, 34, 35, 36 y 37 de Revista Metalúrgica, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta 1998. En el presente número, se presentan los trabajos de graduación entre los años 1998 -2001.

Estudio de factibilidad económica Aplicación de espirales Reichert en la recuperación de estaño de colas arenas frescas, E. M. Huanuni

Emilio Camacho Borda

Docente tutor: Antonio Salas Casado
1998

Huanuni, una de las minas más importantes de estaño en el país, tiene la posibilidad de incrementar su producción procesando simultáneamente sus colas arenas, que contienen valores de 0,40 – 0,60% Sn.

Para retratar las colas arenas, se propone una primera etapa de preconcentración rougher y cleaner en espirales Reichert, con remolienda de mixtos de la primera espiral, seguido de procesos complementarios como repaso en mesas, flotación de sulfuros y splitting en mesas, para conseguir concentrados de alta ley.

Las colas arenas responden satisfactoriamente al proceso de preconcentración en espirales, donde se consigue un producto de 3,55% Sn y una recuperación de 78,04%, con radios de concentración y enriquecimiento de 9,29 y 7,24.

Con los procesos complementarios nombrados, se obtiene un concentrado final de 50,00% Sn, con una recuperación total de 56.52%.

Para lograr este cometido, y además, preservar el medio ambiente de acuerdo a la Ley 1333 y su reglamentación, bombeando las colas generales del ingenio a la zona de Playa Verde se requiere una inversión total de 1'155.864,39 \$us.

El crédito a ser financiado se amortizará en ocho años, con una tasa de interés del 16%.

El costo de operación para la etapa de preconcentración es de 0,94 \$us/TMT, incluyendo los otros procesos complementarios y el bombeo de colas llega a 2,13 \$us/TMT, y el costo de producción final es de 4,00 \$us/TMT.

Tomando en cuenta la capacidad instalada del ingenio "Santa Elena" de 1.000 tn/día y el tratamiento de 667 tn/día de colas arenas, durante 25 días al mes, en un año se conseguirá una utilidad neta de 1'068.723,21 \$us, al retratar las colas arenas.

La eficiencia alcanzada por la inversión, se evalúa de acuerdo a los siguientes indicadores económicos determinados:

VAN (F)	5'278.400,63 \$us
TIR (F)	128,67 %
PR	1,08 años
B/C	2,03

El análisis del punto de equilibrio, muestra que el nivel mínimo de operaciones del proyecto para cubrir costos sin alcanzar utilidades, es del 32,34% con relación a la capacidad instalada.

Por tanto, el proyecto propuesto es altamente rentable.

Obtención de plomo metálico a partir de cloruro de plomo impuro

Enrique Saravia Sahonero

Docente tutor: Fausto Balderrama Flores
1999

El objetivo del presente trabajo es determinar las condiciones de operación y un flujograma para la obtención de plomo metálico a partir del subproducto cloruro de plomo impuro de la Planta Hidrometalúrgica de Itos.

Se ha encontrado que para la obtención de plomo metálico de buena calidad el proceso requiere de dos etapas:

- Purificación del cloruro de plomo impuro mediante cristalización, y
- Electrodeposición en sales fundidas de cloruro de plomo, en celdas con electrodos de grafito tipo sierra.

Los parámetros de operación son:

Temperatura del electrolito	°C	450
Densidad de corriente	A/cm ²	0,70
Espacio entre electrodos	cm	1,3
Eficiencia de corriente	%	95
Voltaje	V	3,0
Consumo de corriente	Amp-hr	1.634,084
Plomo producido (99,9%)	Kg/día/celda	1.000/celda

Para una capacidad de producción de 6 tn/día de plomo metálico se ha estimado un costo aproximado de 1.194.000 \$us.

Nueva opción de tratamiento metalúrgico a la mena compleja de mina Candelaria

Luis Leclere Ibarra

Docente tutor: Octavio Hinojosa Carrasco
1999

La mayor parte de los yacimientos bolivianos se hallan conformados por minerales complejos de características más o menos similares, sin embargo, la enclavadura y el grado de liberación difieren de acuerdo a los minerales acompañantes. Uno de estos yacimientos complejos de difícil tratamiento es el de Mina Candelaria, ubicada en las proximidades de la población de Poopó.

La mena contiene minerales valiosos de Zn, Ag y Sn, y como acompañantes se encuentran los minerales de Pb, Sn, As y Fe, entre los principales.

La mena no responde al tratamiento tradicional de flotación diferencial para la recuperación de los elementos valiosos, porque el grado de liberación de éstos se encuentra en rangos muy finos, y además se encuentran diseminados en los acompañantes.

Como una alternativa real de solución al problema, se plantea la flotación inversa que consiste en una remolienda 100% -65#, seguida de una flotación de todos los sulfuros con excepción del zinc (depresión del zinc); las espumas son remolidas a - 150#, para la recuperación de plata. El non float de la primera flotación es tratado para la recuperación de zinc.

Por éste método se obtienen resultados interesantes, concentrado de plata: 76 DM y 56% de recuperación; concentrado de zinc: 52% de ley y 80% de recuperación. Se tiene un VAN de 24.700 \$us y una TIR de 23,17%.

Sobre la base de estos resultados se construye una planta industrial con una capacidad de 70 TPD.

Aprovechamiento de calor en el sistema de enfriamiento del horno rotatorio de reducción en Operaciones Metalúrgicas

José Caro Amaya

Docente tutor: Jorge Tejerina Ledo
1999

Calor es el flujo de energía total producido por diferencia de temperaturas, cuya evaluación en un proceso a altas temperaturas, requiere realizar un balance térmico, con la finalidad de descubrir con frecuencia, posibles líneas de mejora en el proceso, especialmente mejoras que conduzcan a un ahorro de combustible.

Con esta finalidad se efectúa un balance de materia y energía en el proceso de reducción del horno rotatorio, en la planta de Operaciones Metalúrgicas, a objeto de determinar pérdidas de calor en el horno, pasando por el sistema de enfriamiento de gases de combustión en cuatro tramos: cámara de choques (tramo I), cuadrupliclón (tramo II), conducto que une el cuadrupliclón y el primer intercambiador (tramo III) y finalmente el primer intercambiador (tramo IV).

Obteniéndose como resultados mayores pérdidas de calor en los tramos II y IV de 992.936,84 Kcal y 1'923.047,96 Kcal por carga procesada en 12 horas de trabajo, respectivamente.

Estos resultados conducen a la factibilidad de su aprovechamiento, por ejemplo, en el precalentamiento del aire de combustión, en el precalentamiento de cargas húmedas que favorecerían al proceso de reducción, disminuyendo la duración de los procesos, consumo de combustible, etc. Llegándose a la conclusión que es necesaria la instalación de conductos aislados térmicamente para el transporte de flujo de aire precalentado a partir del tramo IV.

Remoción térmica de cobre del estaño

Federico Gastón Tito Patzi

Docente tutor: Carlos Velasco Hurtado
1999

El estaño crudo que obtiene la Empresa Metalúrgica Vinto después del proceso de reducción, viene acompañado con impurezas tales como arsénico, hierro, cobre, antimonio, bismuto, plomo y otros, las que deben ser eliminadas para su respectiva comercialización. La tecnología conocida para la eliminación del Cu del Sn es mediante la adición de azufre a la olla.

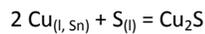
En la presente investigación, se han estudiado las siguientes variables:

- Temperatura del metálico (240 a 300 °C).
- Velocidad de agitación del baño metálico.
- Concentración inicial del cobre en el crudo (1-2%).
- Relación molar Cu/S.

También mediante el estudio con muestras sintéticas, se estudió el efecto que tienen las impurezas antimonio, arsénico y plomo sobre la eliminación del cobre del estaño.

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.

Se realizan consideraciones termodinámicas básicas que expliquen una teoría inicial de este proceso de remoción de cobre con azufre del estaño, determinándose que la reacción entre el cobre disuelto en estaño y el azufre es:



Estudio técnico – económico para la implementación de una planta concentradora mecanizada para la cooperativa “Porvenir Ltda.” de Japo

Alberto Valenzuela Veliz

Docente tutor: Antonio Salas Casado
1999

Luego de la paralización de operaciones de explotación por parte de COMIBOL, muchos de los yacimientos fueron arrendados a cooperativas mineras formadas por extrabajadores de las empresas paralizadas.

Una de ellas es la cooperativa “Porvenir Ltda.”, que actualmente está explotando el yacimiento de Japo, con sistemas rústicos en laboreo de minas y de la misma manera en la etapa de concentración de minerales, empleando equipo no mecanizado como el quimbalete, maritate, buddle y canaletas, obteniendo si bien concentrados de ley mayores a 40% de estaño, pero recuperaciones bajas de 29% a 30%.

El propósito de este estudio es diseñar una planta versátil, adecuada para las características del yacimiento (vetas y masivo); para ello se realizó una evaluación histórica de estudios de caracterización mineralógica, resultados de operaciones de concentración y beneficio a escala de laboratorio y planta industrial, y con esta información se propone un proyecto de prefactibilidad que permitirá a la cooperativa, encarar sus futuras operaciones.

La cooperativa “Porvenir Ltda.”, está en posesión de dos tipos de yacimiento, vetas y masivo.

La reserva de minerales de veta está calculada en 32.562 toneladas, con ley promedio de 0,75% de estaño y 3.493 TMF.

El análisis de los estudios microscópicos muestra que la casiterita está asociada principalmente con pirita, cuarzo y limonita en minerales de veta, y su asociación más marcada es la de inclusión en el caso de la casiterita en grano fino. En el caso de minerales de masivo la diferencia es que disminuye el contenido de pirita, sin embargo mantiene su asociación de inclusión en granulometría fina.

Finalmente, tomando en cuenta los resultados económicos y las reservas de minerales, el proceso adecuado es de implementar una planta en dos fases. La primera fase será instalar una planta de 75 T.P.D. de capacidad para tratar minerales de veta durante tres años, luego ingresar a la segunda fase implementando una planta de preconcentración, con una capacidad de 200 T.P.D., para tratar el mineral de masivos.

La inversión final del proyecto es las dos fases es de \$us. 279.628,31 y sus índices económicos VAN 185,439 \$us y TIR 34,81%, para una cotización de \$us 2,54 la libra fina. Con este proyecto se podría aumentar la productividad de la cooperativa y mejorar su recuperación metalúrgica a más de 40%.

Se plantean algunas sugerencias para mitigar el impacto ambiental.

Estudio sobre la tostación de calcosina

Arturo Walter Arias Sandoval

Docente tutor: Jorge Tejerina Ledo
1999

El presente proyecto, analiza los aspectos termodinámicos y cinéticos sobre la tostación de calcosina, usando diagramas T-X_{O₂}, lnP_{S₂} – lnP_{O₂}, logP_{SO₂} – logP_{O₂} y otros, que permiten obtener su aplicación a concentrados sulfurosos de cobre.

Las pruebas experimentales de tostación de calcosina, se efectuaron en un reactor de lecho fluidizado del tipo bach, con una muestra que fue previamente peletizada a tamaño de grano -35 +68# Tyler. El concentrado de sulfuro de cobre sometido al proceso de tostación a temperaturas de 550 y 600 °C, tiende a una tostación oxidante, obteniéndose recuperaciones de cobre soluble en ácido de 92 a 93% y cobre soluble en agua de 8,92 a 6,86%, respectivamente. El cálculo másico demuestra el déficit de azufre existente para lograr una sulfatación de cobre.

Sin embargo, para obtener calcinas solubles en agua, se realizaron pruebas de tostación con adición al concentrado sulfuroso de cobre de pirita y hematita, de acuerdo a tres alternativas de dosificación experimentadas. Teóricamente es posible lograr presiones parciales de SO₂ – SO₃ favorables para obtener sulfato de cobre en la calcina. De estas alternativas, la Alternativa I a 500 °C, permite alcanzar recuperaciones de

cobre soluble en agua de 88%, para un tiempo de 30 minutos de tostación.

Cinéticamente las pruebas experimentales para la tostación oxidante tienden al modelo de difusión a través de la capa de producto de Crank, Ginstling y Brounshtein a 550 °C y al de Jander a la temperatura de 600 °C.

El proceso de tostación sulfatante puede ser mejorado en un reactor de lecho fluidizado de proceso continuo, donde las presiones de SO_2 – SO_3 son constantes.

Estudio electroquímico de la lixiviación de acantita en soluciones de ácido sulfúrico conteniendo iones Fe^{+3} utilizando voltametría cíclica

Víctor Fernando López Ávila

Docente tutor: Fidel Terrazas Camacho

1999

El presente estudio electroquímico fue realizado sobre electrodos electroactivos de pasta de grafito – acantita (10%), (semiconductor del tipo n), para investigar el comportamiento de la lixiviación del Ag_2S (sintético), en soluciones de 0,5 M H_2SO_4 en presencia y ausencia de iones 10^{-3} M Fe^{3+} , granulometría del mineral entre -106 +38 μm y a 25 °C, utilizando técnicas electroquímicas de potenciometría, voltametría triangular y cíclica e intensiodinámicas.

Las mediciones potenciométricas de la dependencia del potencial de reposo sobre la acantita en soluciones ácidas con la variación en la concentración de los iones H^+ , Fe^{+3} y Ag^+ , dieron -0,045, +0,091 y +0,264 voltios/década, respectivamente.

Las mediciones de voltametría triangular revelan que la lixiviación de acantita en soluciones 0,5 M H_2SO_4 y 10^{-3} M Fe^{+3} es bastante compleja e involucra varias reacciones de oxidación y reducción a diferentes potenciales. La voltametría cíclica estableció que las transpasivaciones oxidativas se producen por la formación de las capas porosas de S^0 y las pasivantes de Ag_2SO_4 y probablemente FeS .

Las energías de activación en la etapa inicial dieron respectivamente 1,755 y 4,615 kcal/mol, en solución ácida sin y con adición de Fe^{+3} de las principales reacciones de oxidación irreversibles de Ag_2S , proponiendo que los procesos a las condiciones investigadas en el rango de temperatura de 20 a 40 °C están controlados por difusión en estado sólido.

Las investigaciones complementarias fueron efectuadas con acantita natural, jamesonita – clinoclasa y concentrados Pb-Ag-Sb. Las condiciones de experimentación aplicada a la acantita natural mostraron potenciales a circuito abierto más positivos que para el sintético en soluciones ácidas en presencia y

ausencia de Fe^{3+} . La voltametría triangular verifica que los potenciales de oxidación y reducción se encuentran en excelente concordancia con los del material sintético y la leve diferencia en las corrientes anódicas y catódicas pueden ser atribuidas al origen de cada mineral.

Los potenciales mixtos generados sobre Ag_2S sintético, jamesonita – clinoclasa y concentrado de Pb-Ag-Sn con y sin tratamiento, no alcanzan los potenciales de equilibrio en medio ácido, adicionando iones Fe^{3+} estos llegan a potenciales de reposo (mayores a +0,585 V/ENH), por encima de los anteriores, a granulometría 100% -74 μm , 20 °C y contacto de 120 minutos. Los voltagramas comparativos, a las mismas condiciones que las potenciométricas, no muestran los picos de disolución del Ag_2S en los demás minerales, planteándose las reacciones de oxidación y reducción de Pb, Cu, Fe y posiblemente Sb como resultado de las reducciones directas de sus correspondientes minerales en medio ácido, más predominantes en ausencia que en presencia de iones Fe^{3+} . El tratamiento previo de los concentrados de Pb-Ag-Sb con solución de Na_2S , mejoró las reacciones de reducción directa.

Se establece que el método intensiodinámico no es más conveniente que el de voltametría cíclica para evaluar las reacciones de oxidación y reducción intermedias electroquímicas de los sistemas $\text{Ag}_2\text{S-H}_2\text{SO}_4$ y $\text{Ag}_2\text{S-H}_2\text{SO}_4\text{-Fe}_2(\text{SO}_4)_3$, a las condiciones de estudio.

Las mediciones electroquímicas detectaron que los minerales de acantita, jamesonita, galena y pirita en medio ácido debido al azufre generado y los compuestos sulfurados y sulfatados adsorbidos en la superficie de los minerales, presentarían propiedades de flotabilidad natural, acentuadas por la presencia de iones Fe^{3+} .

Estudio de la biooxidación de minerales sulfurosos auríferos marginales de la Empresa Minera I.R.S.A. por percolación en columnas

Griselda Villafán Ortega

Docente tutor: Fausto Balderrama Flores

2000

El objetivo del presente trabajo de investigación es el de estudiar la biooxidación por percolación en columnas como un método de pretratamiento para los minerales sulfurosos marginales con los que cuenta la Empresa Minera IRSA, a fin de incrementar la extracción de oro del mineral en la etapa posterior de cianuración.

Con esta finalidad se ha realizado una serie de etapas que comprenden: la readaptación de las bacterias utilizadas en el Proyecto “Biooxidación”, *thiobacillus ferrooxidans* principalmente, seguida de las pruebas preliminares de

biooxidación en shaker y finalmente la biooxidación del mineral sulfuroso en columnas.

Sin biooxidación se obtienen extracciones de 42,02% de oro, en tanto que con biooxidación se han obtenido extracciones de hasta 73% de oro, cuando el grado de biooxidación del sulfuro fue de 18% para un tiempo de tratamiento de 90 días y flujo de regado a la columna de 5 l/h/m².

Incrementando el flujo de regado a 7,5 l/h/m², se logra disminuir el tiempo de tratamiento a 56 días obteniendo una extracción de oro de 71% para un grado de biooxidación del sulfuro de 19,86%.

Con estos resultados se concluye que las condiciones de operación más favorables para la biooxidación en columnas del mineral sulfuroso marginal son:

Tamaño de grano	100% -19 mm
Flujo de regado	7,5 l/h/m ²
Tiempo de biooxidación	56 – 90 días
Concentración de Fe _T	9,6 – 12,9 g/l

Con todo lo expuesto anteriormente, se puede indicar que la biooxidación por percolación como un método de pretratamiento se constituye en una buena alternativa para la explotación del mineral sulfuroso aurífero marginal del depósito 1.

Obtención de cloruro de potasio a partir de salmueras del salar Uyuni

Walter Alejandro Gutiérrez Benavides

Docente tutor: José Córdoba Eguivar
2000

El beneficio del cloruro de potasio por el proceso propuesto de evaporación – cristalización y flotación de las sales solubles ha sido estudiado usando salmuera natural proveniente del salar de Uyuni, de las inmediaciones de la desembocadura del Río Grande de Lipez, conteniendo diferentes valores de: sodio, potasio, manganeso, litio y calcio; todos ellos como sales de cloruro.

Por el proceso de evaporación – cristalización se consiguió concentrar el cloruro de potasio desde 15 g/l hasta 33,9 g/l a 60% de evaporación a la temperatura de 70 °C, quedando en la solución de salmuera residual un 13,57 g/l de potasio después de la última etapa de evaporación en la Evaporación II.

En la etapa de flotación de sales solubles, la sal de potasio como cloruro de potasio se ha logrado concentrar hasta un 90% con una recuperación de 95,80%, después de efectuar la limpieza del concentrado.

Tratamiento de aguas ácidas de mina

Grover Ignacio Martínez

Docente tutor: Gerardo Zamora Echenique
2000

Las aguas ácidas de mina, formadas como un proceso natural de oxidación de minerales sulfurados y catalizadas por microorganismos del género thiobacillus, se constituyen hoy en día en una de las principales fuentes de contaminación al medio ambiente en varias regiones mineras de nuestro país.

Por ejemplo, la mina San José, ubicada en la ciudad de Oruro, está actualmente fuera de operación. El agua ácida, procedente del interior de dicha mina, es continuamente evacuada al exterior a objeto de evitar su inundación. Según varios registros, el flujo promedio de evacuación de estas aguas de “copagira” al exterior es de aproximadamente 770 m³ por día, y su impacto ambiental se traduce en la contaminación de cursos de agua, lagos y aguas subterráneas, eliminando la flora y la fauna en largos tramos fluviales, y degradando la calidad del agua hasta niveles no seguros.

En el presente trabajo de investigación se estudió, como alternativa de mitigación, el proceso fisicoquímico de neutralización – precipitación de las aguas ácidas de San José, logrando eliminar metales pesados tóxicos disueltos a concentraciones cercanas a las exigidas por los reglamentos de la Ley de Medio Ambiente.

Las mejores condiciones de trabajo para la neutralización – precipitación de un volumen de un litro de agua ácida son:

Parámetro	Unid.	CaO	Na ₂ CO ₃	Na ₂ S
pH de neutralización		8,30	6,80	7,85
Velocidad de agitación	r.p.m.	1.000	1.000	1.000
Tiempo de agitación	hr	2	3	3
Consumo de agente precipitante	g	10,0	30,0	19,6

Por otra parte, el efecto del ion Fe⁺² juega un papel preponderante en la “redisolución” de metales pesados después de la etapa de neutralización – precipitación; concluyéndose, que cuanto mayor es la concentración de este ion en el agua ácida de mina genera una mayor redisolución de los metales pesados ya precipitados.

Finalmente, la oxidación del ion Fe⁺² con aire y por biooxidación con cultivos bacteriales del género thiobacillus ferrooxidans, como etapa previa a la neutralización – precipitación de estas aguas ácidas, se constituye en una alternativa para evitar la redisolución de metales pesados ya precipitados.

La biooxidación, como alternativa de pretratamiento de aguas ácidas, se constituye en la mejor alternativa por tener bajos costos, ofrecer menor consumo de agente precipitante, en comparación con el tratamiento físico – químico directo y permitir una mayor eliminación de metales pesados.

Obtención de régulo de antimonio a partir de sulfuro, en un solo reactor

Mario Zevallos Villegas

Docente tutor: Carlos Velasco Hurtado
2000

El proceso tradicional de obtención de antimonio crudo a partir de concentrados de antimonita, consiste en una primera etapa de volatilización en horno rotatorio, seguida de la reducción carbotérmica del trióxido obtenido, en un horno reverbero. Este proceso tiene la desventaja de no aprovechar el calor de las reacciones exotérmicas y existe por lo tanto la necesidad de introducir combustible adicional al sistema, para el calentamiento del trióxido de antimonio en la etapa de reducción.

En el presente trabajo de investigación se ha estudiado a escala de laboratorio, la obtención de trióxido de antimonio crudo a partir de antimonita en un reactor en el cual se desarrollan de manera simultánea las etapas de volatilización y reducción.

El trabajo muestra que es posible la obtención de antimonio metálico por reducción de $Sb_4O_6(g)$ mediante carbón.

La metalización del antimonio es sensible al incremento de temperatura, observándose que a mayor temperatura la producción de antimonio metálico disminuye, debido principalmente a la formación de la especie gaseosa SbO , que es muy estable a temperaturas elevadas.

Estudio técnico, económico y ambiental de alternativas para la deposición final de residuos sólidos de la E. M. Lambol S. A.

Samuel Orozco Collazos

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
2000

La Empresa Minera Lambol S. A., cuenta con una planta concentradora de minerales sulfurados para una capacidad de tratamiento de 200 TPD, y está ubicada en la localidad de San Antonio, aproximadamente a 3 km, al noroeste de la ciudad de Potosí.

La planta concentradora descarga efluentes con alto contenido de sólidos e iones de metales pesados directamente al río Alja Mayu sin tratamiento previo, lo que ocasiona un severo impacto ambiental en el área.

En el presente trabajo se estudiaron tres alternativas factibles para solucionar la contaminación que provoca la planta concentradora:

- i. Deposición final de colas en el dique San Antonio.
- ii. Deposición final de colas en un dique propio.

- iii. Deposición final de colas como relleno hidráulico en el Cerro Rico.

De las alternativas estudiadas, la mejor alternativa técnica, económica y ambiental es la de transportar las colas mediante un sistema de bombeo por tuberías de 2,5" a un dique propio ubicado a una distancia de 700 metros.

El dique fue diseñado con un sistema de filtros y drenajes de tal manera que permita la filtración de agua a través del dique inicial, donde la doble capa impermeable con la que se construirá el dique, minimizará la infiltración del agua contaminada al piso.

El dique a construirse inicialmente con relleno de tierra y el crecimiento con las colas de la planta hasta la elevación necesaria, tendrá un factor de seguridad estático de 1,5 y un factor de seguridad dinámico de 1,4, que aseguran su estabilidad en el caso de ocurrir un colapso ocasionado por un movimiento sísmico. La distancia peligrosa alcanza a los 80 metros.

El cierre del dique considera el recubrimiento con una capa impermeable, capa de tierra vegetal y revegetación de toda el área ocupada por el dique.

El capital de inversión que se requiere para la instalación de un sistema de bombeo por tuberías, construcción y cierre del dique es 232.319 \$us, el costo de operación será 16.262 \$us/año y consecuentemente el costo unitario será 1,04 \$us/T.T.

Construcción de un condensador de mercurio sustitutivo a la retorta

José Alfredo Gómez Villalpando

2001

La explotación de oro en el sector de la minería chica y cooperativizada tiene un aspecto negativo que es la contaminación del medio ambiente con vapores de mercurio, como consecuencia de la amalgamación y su posterior destilación. El minero tiene sus propios motivos para no usar la retorta tradicional, principalmente les afecta en la calidad del producto final y como consecuencia en su economía.

En la carrera de Metalurgia dependiente de la Universidad Técnica de Oruro, se desarrolla un proyecto orientado a solucionar este problema conjuntamente con el programa Manejo Integrado del Medio Ambiente en la Pequeña Minería de MEDMIN y COTESU (Cooperación Técnica Suiza).

El presente trabajo pretende encontrar un condensador de mercurio con características favorables para los mineros, de manera tal que se evite la contaminación del medio con mercurio, además no se presenten los problemas que se tienen al usar la retorta convencional.

Para este efecto se desarrollaron diferentes reactores de condensación encontrándose como el mejor de ellos el reactor cilíndrico relleno de esferas de vidrio y refrigerado. Asimismo se hicieron pruebas con diferentes materiales, para el reactor en sí, observándose que el mejor material para la condensación es el vidrio, sin embargo su fragilidad hace que se descarte para la construcción del mismo; por tanto, se recurrió al segundo mejor material que es el plástico y que resiste a la temperatura del vapor de mercurio debido a la refrigeración externa.

En este tipo de reactor de condensación se obtuvieron recuperaciones de mercurio de hasta 92,75%, y la calidad de oro obtenida se aproxima bastante a las exigencias físicas de los mineros.

Influencia de los factores de proceso en la fabricación de hierro nodular

Raúl Armando Claros Chirveches

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
2001

Las fundiciones esferoidales o nodulares son producto de nuevas técnicas de colada que comenzaron a aplicarse hace aproximadamente 40 años.

Al presentar un producto fundido pero a la vez tenaz, se abrió notablemente su campo de aplicación incursionando en campos en que tradicionalmente solo podían participar los aceros fundidos o forjados.

A la vez la calidad intrínseca de la nueva fundición de uso general que se podía obtener hacía significativamente más importante su confiabilidad, evitando fracturas frágiles tan comunes en las viejas fundiciones grises no obstante la mejoría de la calidad que se había logrado en las mismas.

Esto se observa claramente en las estadísticas mundiales (EEUU 3.039.120 tn/año), donde en líneas generales los grandes volúmenes de fundición gris producidos fueron declinando lentamente, haciendo lo propio el acero. En igual periodo estudiado se observa un crecimiento de la producción de fundiciones nodulares, las que fueron gradualmente sustituyendo las otras producciones declinantes.

Es notable observar como en países desarrollados hoy la producción es alta y en países no desarrollados sólo alcanza a un 5 a 10% de ellas (Perú 1.400 tn/año, México 1.460 tn/año, Argentina 19.400 tn/año), datos obtenidos de la Cámara de Industriales fundidores de Argentina en la revista Estadísticas Nacionales Argentina M. C.

La fundición con grafito esferoidal o nodular se define como una aleación base de hierro con alto contenido de carbono, en la que el grafito está presente en formas compactas y

esferoidales y no en laminillas, siendo éstas las características de la fundición gris.

El estudio realizado es la fabricación de hierro nodular, tomando muchos factores que son de mucha importancia para la obtención del hierro nodular. Para este cometido se estudia el comportamiento de la fusión o medios de fusión, la composición química, las materias primas, la desulfurización, nodulación e inoculación, carburación.

Los tipos de hornos que más se utilizan en nuestro medio y que dieron buenos resultados fueron el horno de arco y el de inducción, en la composición química se analiza la presencia e influencia de: el carbono, silicio, manganeso, azufre, fósforo; entre otras la chatarra, magnesio, desvanecimiento del magnesio.

El procedimiento para la fabricación de hierro nodular es en cuchara abierta y el método sandwich, que es una variante para disminuir la violencia de la reacción y aumentar el rendimiento. Para fines prácticos es recomendable introducir dos partes de silicio, una de hierro base, con una inoculación de 0,67% de ferrosilicio de 75%, y que la tercera parte se añada durante la inoculación.

La variable principal del presente proyecto es el uso de diferentes tipos de chatarra, de la que se obtuvieron diferentes pruebas y tomas de microfotografías. Del estudio y análisis se puede concluir que la materia prima, planchas o láminas de acero tiene que ser seleccionada y homogénea, exenta de impurezas, especialmente de azufre y fósforo.

Finalmente, el control de la temperatura es también un parámetro muy importante, ya que para obtener un hierro nodular es necesario fundir a una temperatura de 1.500 °C y realizar la nodulización a 1.470 °C, para luego vaciar a los moldes a 1.440 °C.

Producción de oxiclورو de cobre a partir de las escorias de copelación de Baremsa

Hugo Miranda Aguilar

Docente tutor: Juan León Arze
2001

La planta hidrometalúrgica de BAREMSA, productora de plata a partir de las colas de flotación de Itos, en la etapa de copelación produce, entre otros, escorias con alto contenido de cobre y plata, con composiciones que varían entre 3 a 7% de plata y 16 a 50% de cobre.

Se hace necesaria la recuperación de plata de estas escorias; sin embargo, es también deseable darle un valor agregado al cobre en forma de oxiclورو de cobre, de manera que mejoren los ingresos de la empresa.

Las pruebas de recuperación de plata por fusión con diferentes tipos de agentes reductores y escorificantes no aportan nada a dicho propósito.

La lixiviación con ácido sulfúrico supuso el empleo de gas cloro como agente oxidante, obteniéndose soluciones con presencia de sulfatos y cloruros complejos de cobre. La adición de cemento de cobre y cloruro de sodio para precipitar el cobre como CuCl produce además sales de sulfato de sodio que es necesario recuperar.

Baremsa posee una planta de producción de ácido clorhídrico, lo que facilita y abarata el tratamiento de estas escorias, obteniéndose soluciones complejas de cloruros a partir de las cuales es más fácil la producción de un precipitado de CuCl con aumento de cobre producido en el tratamiento por cementación con chatarra de hierro.

El precipitado de CuCl es finalmente disuelto en solución de cloruro de sodio en agua a 60°C, y posteriormente precipitado como oxiclورو de cobre por inyección de aire.

Las condiciones de operación más adecuadas para este proceso pueden resumirse como sigue:

Lixiviación de escoria de cobre:

Temperatura	60	°C
Concentración de HCL	150	g/l
Tiempo de lixiviación	120	min
Tamaño de grano	-50	# Ty
Razón sólido/líquido	10-20%	sólidos

Conversión de cúprico a cuproso:

Relación Cu ⁰ /Cu ²⁺	1.5
Temperatura	Ambiente
Tiempo de conversión	120 min
Conversión	< 70%

Disolución de CuCl en solución de NaCl:

Temperatura	60	°C
Tiempo de disolución	5	min
Concentración NaCl	100	g/l
Tiempo de oxidación	10	g/l

Oxidación de CuCl:

Flujo de aire	2	gpm
Temperatura	18 – 20	°C
Tiempo de oxidación	120	min

El producto final obtenido en estas pruebas corresponde a la fórmula CuCl₂·3CuO·2H₂O, con un contenido de cobre teórico de 55,10% Cu y 20,60% Cl.

En las condiciones actuales, la producción alcanzaría a 7 t/mes de oxiclورو de cobre que puede ser absorbido por el mercado boliviano.

Recuperación de plomo a partir de los desechos de fusión de análisis geoquímicos de oro y plata

Edgar Germán Escalera Guzmán

Docente tutor: Carlos Velasco Hurtado

2001

En la prospección geológica, se generan gran cantidad de muestras para ser analizadas en un laboratorio geoquímico. Durante la última década, la mayor parte de los análisis requeridos por esta actividad en Bolivia fueron por oro y plata.

Los procesos de análisis geoquímico para oro y plata pasan por la preparación de las muestras, concentración mediante procesos de fusión y determinación final de los valores por medio de absorción atómica y/o gravimetría. En este trabajo se muestra en forma resumida las etapas de preparación de muestras y fusión por ser de interés del campo metalúrgico.

En la etapa de fusión, se generan materiales de desecho como ser copelas y escorias. Las copelas por acción del intemperismo se constituyen en materiales contaminantes del medio ambiente por su alto contenido en plomo (aproximadamente 30%), las cuales son desechadas generalmente tal cual salen del proceso. El test de características de toxicidad, procedimiento de lixiviación (TCLP), muestra un contenido de plomo en el licor de 21,35 mg/l, que está muy por encima del valor límite aceptado de 5 mg/l, por lo que la clasificación de las copelas corresponde a "residuo tóxico".

El presente trabajo propone la recuperación de plomo a partir de los desechos de fusión (escorias y copelas) para obtener un material de descarte no contaminante y al mismo tiempo tener un beneficio económico para el laboratorio con la obtención de plomo comerciable.

Las pruebas efectuadas, muestran que se puede tratar este material de desecho mediante fusión reductora para recuperar plomo metálico y lograr material de descarte no peligroso para la salud pública. Se ha determinado que a 1.000 °C, son posibles recuperaciones del 85% del plomo cargado al horno, empleando mezclas de copela:escoria 30:70 o mayores, con la adición de carbón en proporción estequiométrica. El valor obtenido en el test de toxicidad de las escorias finales da 0,36 mg/l de plomo disuelto, mucho menor al valor límite de 5 mg/l para ser considerado tóxico.