

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, 35 y 36 de Revista Metalúrgica, se publicaron los resúmenes de los trabajos defendidos hasta 1997. En el presente número, se presentan los trabajos de graduación entre los años 1997 – 1999.

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 minerales 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 una 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 una 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.

Recuperación de mercurio por cementación a partir de soluciones nítricas

Félix Carrillo Claros
Docente tutor: Napoleón Jacinto E.
1997

En varios centros de producción minera de Bolivia como de otros países de Sud América, se viene usando el ácido nítrico para tratar las amalgamas de oro-mercurio. Pero, la solución resultante es altamente tóxica y sus efectos sobre el medio ambiente tienen consecuencias lamentables.

En el presente trabajo se estudió la disolución de mercurio con ácido nítrico, y luego la recuperación de mercurio de las soluciones ácidas por cementación con hierro y cobre.

Los parámetros más importantes en la etapa de disolución de mercurio son: la concentración del ácido nítrico y la temperatura; y en la etapa de cementación son: la concentración del ácido nítrico, la concentración inicial de mercurio en la solución, las relaciones molares Fe/Hg, Cu/Hg y el tiempo de residencia.

La relación óptima de HNO_3/Hg es de 2 a 3 cc de solución 8 molar de HNO_3 por cada gramo de mercurio en la amalgama, la cual permite una alta eficiencia en la etapa de recuperación de mercurio.

Se lograron obtener recuperaciones de 99.7% y 98% en la cementación con hierro y cobre, respectivamente; las soluciones residuales contienen 27 mg Hg/l en la cementación con hierro y 10 g Hg/l en la cementación con cobre. En una operación combinada de cementación inicialmente con cobre y luego con hierro, la solución residual contiene 3.18 mg Hg/l.

Los gastos referidos al consumo de agente reductor por kilogramo de mercurio recuperado son: 2.63 \$us/kg y 9.00 \$us/kg en la cementación con hierro y cobre, respectivamente.

Remoción de antimonio del estaño en reactor continuo

Job Antonio Ignacio Galarza

Docente tutor: Carlos Velasco Hurtado

1997

La técnica tradicional de la remoción térmica del Sb del Sn semirefinado, se realiza con la adición de aluminio a la olla en forma discontinua. Este proceso si bien permite alcanzar buenas eliminaciones, desde el punto de vista del uso de la energía y la fuerza laboral, no es eficiente, donde el reactor discontinuo trabaja en ciclos, además periodos largos de material en el circuito.

Por estas consideraciones teóricas y de proceso, se presenta como una alternativa la remoción del Sb en forma continua, para ello se diseñó y construyó el equipo adecuado y se evaluó su funcionamiento en base al Sn refinado.

El reactor diseñado comprende: una olla de mezclado, una canaleta de enfriamiento y una olla de separación de fases. Se trabajó con caudales de Sn semirefinado de 0.046 y 0.034 lt/min, con tiempos de residencia de 20.68 y 28.33 min, respectivamente.

Los resultados alcanzados en el reactor continuo muestran que es posible obtener semirefinados con los siguientes valores de antimonio:

- 1) De 0.015 a 0.014% Sb, con aluminio y 0.012 a 0.010% Sb con aleación sintética Al-Sn, para un caudal de alimentación de estaño semirefinado de 0.034 l/min.

- 2) De 0.032 a 0.019% Sb con aluminio y 0.028 a 0.012% Sb con aleación sintética Al-Sn para un caudal de 0.046 l/min.

La remoción del Sb del Sn responde a una ecuación cinética de pseudo primer orden.

Eliminación de arsénico a partir de materiales arsenicales de la Empresa Metalúrgica Vinto

Carlos Cuzmar Nakano

Asesor: Jorge Tejerina Ledo

1997

El presente trabajo es un estudio de la separación de los elementos arsénico y estaño contenidos en los polvos de tostación de la Empresa Metalúrgica Vinto. En estos polvos el arsénico se encuentra como trióxido, además éste material presenta la mayor concentración de la totalidad de materiales arsenicales generados a lo largo del proceso de fundición de concentrados estañíferos. De un contenido inicial de 42.31% As y 2.8% Sn contenidos en los polvos, se busca un residuo con > 2% As y enriquecido por estaño, colectando el arsénico en otro producto de valor comercial.

La experimentación se dividió en dos etapas; la etapa 1 consistió en someter una muestra de polvos a un calentamiento para un rango de temperaturas desde 400 – 750 °C, incrementando en 50 °C, para dos ambientes distintos, uno reductor con 5 y 10% de carbón vegetal en peso y otro oxidante mediante aire. En esta denominada etapa 1, el arsénico sublimado como As_4O_6 se condensó como As_2O_3 mediante un filtro de mangas que opera a > 100 °C, estas pruebas se corrieron para dos tiempos de proceso, 20 y 60 minutos. Luego en una etapa 2, la misma muestra se sometió a un calentamiento a 400-450-500-600 °C para los mismos ambientes anteriores, más ambiente inerte, estas pruebas se corrieron con ayuda de un dinamómetro, hasta la conversión total.

Los resultados alcanzados indican que una separación efectiva del arsénico, permaneciendo el estaño en el residuo, comienza a los 500 °C y 10% carbón en peso, entregando residuos con un contenido menor a 2% As, lo cual permite elevar la ley de estaño en este material. Las recuperaciones tanto para arsénico en el sublimado como estaño en el residuo superan el 98%.

Lixiviación de menas auríferas de I.R.S.A con características mineralógicas diferentes

Zulema Mercedes Yugar Estivariz

Docente tutor: Luis D. Siles Terán

1998

Muchas operaciones de oro, pierden oro durante su proceso porque algunas características de las menas con efectos de

recuperación no son determinadas. El oro que se presenta en la mina Kori Kollo en la actualidad, está asociado a los minerales sulfurosos y en poca cantidad a óxidos y ganga.

El comportamiento de la lixiviación del oro en asociación de varios minerales depende bastante de la interacción entre la solución y el mineral, y parcialmente de la formación de la película sobre la superficie del oro; otro de los factores más importantes que afectan la extracción del oro son de naturaleza mineralógica, el conocimiento de la mineralogía de la mena a ser tratada y si es apropiadamente combinada con pruebas metalúrgicas, pueden mejorar la recuperación de oro.

Por estas razones, el presente trabajo de investigación, está orientado a evaluar el efecto que causa la mineralogía y litología en la cianuración de la mena de Inti Raymi.

Para lograr este objetivo y para conocer mejor como influyen los minerales sulfurosos en la cianuración del oro, se lleva a cabo un estudio extenso de 4 menas mineralógicas y 4 litológicas, con diferentes características relacionadas al proceso estándar de la planta de sulfuros de I.R.S.A.

En el entendido de que los índices metalúrgicos iniciales (1995-1996) en la planta sulfuros IRSA no eran óptimos, después de realizar un análisis de todos los parámetros de operación, solo se ha seleccionado los de mayor importancia en el proceso de lixiviación. En el presente trabajo se ha estudiado el efecto que tienen: el grado de molienda, la concentración de cianuro, la concentración de oxígeno y el tipo de carga de las diferentes menas del yacimiento de Kori Kollo.

Para ello se han realizado pruebas de lixiviación por agitación, para así poder determinar la máxima extracción posible con los diferentes tipos de menas que permitan establecer las causas de las bajas recuperaciones y el comportamiento de la lixiviación a escala piloto.

La lixiviación por agitación, permitió lograr extracciones máximas de acuerdo a las variables estudiadas en cada zona, las mejores extracciones, con las mejores condiciones son las siguientes:

Zonas Litológicas	% Au	% Ag	% Cu	Consumo de Cianuro	Oxígeno ppm	Grado de molienda	Tiempo de Lixiviación
Zona I	58.58	77.70	76.50	1 g/l	10-15	80	24-36
Zona II	56.50	73.25	72.91	0.5 g/l	10-15	85	24-36
Zona III	76.64	44.05	28.47	0.5 g/l	5-10	80	24-36
Zona IV	64.72	27.13	52.79	1.5 g/l	10-15	75	36-48

Se encontró las mejores extracciones en las zonas mineralógicas con diferentes condiciones metalúrgicas:

Zonas Litológicas	% Au	% Ag	% Cu	Consumo de Cianuro	Oxígeno Ppm	Grado de molienda	Tiempo de Lixiviación
Zona I	65.40	79.50	55.13	0.5 g/l	10-15	85	24-36
Zona II	73.85	31.50	36.59	0.5 g/l	10-15	80	24-36
Zona III	78.50	73.00	38.91	0.5 g/l	10-15	75	24-36
Zona IV	62.80	32.80	96.97	1.0 g/l	10-15	85	36-48

Estos resultados fueron los mejores, a los que normalmente obtiene la empresa en sus operaciones industriales o de laboratorio antes de realizar este estudio sistemático.

Estudio del efecto inhibitor de iones en el proceso de biooxidación I.R.S.A.

Rilmar Abel Ojeda Laura

Docente tutor: Gerardo Zamora Echenique
1999

La Empresa Minera Inti Raymi, considerando sus cuantiosas reservas de minerales refractarios con contenidos de oro, ha

previsto encarar a través del Proyecto de Biooxidación, el procesamiento de minerales refractarios provenientes de los yacimientos Nueva Esperanza y Llallagua.

El proceso adoptado es el de Biooxidación en Pilas, considerando las relativas bajas leyes de los yacimientos de la Empresa Minera Inti Raymi, además del costo de operación que implica. Este proceso en la actualidad no está ampliamente desarrollado, por lo que la Empresa Inti Raymi ha decidido crear en gran medida su propia tecnología de pretratamiento.

Uno de los aspectos importantes del proceso de Biooxidación, es el de mantener una velocidad adecuada de oxidación, la misma que está directamente relacionada con el desarrollo

bacterial. Así la velocidad de oxidación puede ser afectada por la presencia de iones tóxicos inhibidores del desarrollo bacterial.

La presencia de algunos iones en aguas utilizadas para los escalamientos de la solución en la Empresa Minera Inti Raymi y los iones de los metales pesados provenientes de los minerales refractarios que se generan producto de la biolixiviación, fueron considerados para el estudio del efecto de inhibición bacterial.

Se encontró que las concentraciones de los aniones disueltos en las aguas utilizadas para el escalamiento de los cultivos bacteriales, no producen inhibición alguna.

Fueron estudiados individualmente los aniones Cl^- , NO_3^- , SCN^- y CN^- , encontrándose que para determinados rangos de concentración, estos aniones pueden: 1) ser tolerados por las bacterias; 2) inhibir inicialmente a las bacterias, para luego las bacterias adaptarse al contenido de estos por transferencias sucesivas y 3) causar una inhibición pronunciada, no susceptible a una adecuada adaptación.

De la misma manera fueron estudiados los cationes: Pb, Cu, As y Pb, cuyas características generales de inhibición y adaptación fueron similares a la de los aniones, con la diferencia en los rangos de concentraciones ensayados respectivamente para cada uno de los iones.

Tratamiento de lodos catódicos IRSA

Julio Aguilar Alcalá

Docente tutor: Napoleón Jacinto Eulate
1999

Los lodos catódicos que se producen en la etapa de electrodeposición en la Planta Sulfuros de la Empresa Minera Inti Raymi S. A., además de contener oro y plata, contienen elevadas cantidades de impurezas, constituidas principalmente por cobre y hierro, lo cual provoca dificultades en la etapa de fusión. Entre estos inconvenientes están el empleo de grandes cantidades de fundentes, la producción de escorias con contenidos considerables de metales preciosos y bullones crudos o dorés impurificados con cobre entre otros.

Como una alternativa a la fusión directa de lodos catódicos, se plantea el estudio de un tratamiento ácido antes de la etapa de fusión, con la finalidad de disminuir los contenidos de cobre, hierro y demás impurezas presentes en el lodo, y hacer que la fusión sea más eficiente. Paralelamente, se plantea realizar un estudio del proceso de fusión directa de lodos, tratando de encontrar la dosificación más adecuada de fundentes.

Bajo las condiciones de experimentación óptimas, es decir, empleando solución de ácido sulfúrico al 10% de concentración, temperatura de 40 °C, 2 horas de lixiviación, 800 rpm de agitación, 13% sólidos y 20 l/h de aire insuflado a la solución, se logran extracciones de 90-92% de cobre y 73-75% de hierro; en tanto que el paso de plata a la solución es tan mínima que alcanza 0.0198% de extracción.

En las pruebas de fusión de residuos de lixiviación, los mejores resultados obtenidos reportan distribuciones (pérdidas) de oro y plata de 0.004% y 0.46%, respectivamente, en tanto que el doré tiene la calidad de: 25.885% Au, 73.056% Ag y 0.93% Cu.

En el estudio de la fusión directa de lodos catódicos, se logra obtener escorias con distribuciones (pérdidas) de 0.004% en oro y 3.95% en plata; mientras que el contenido de cobre en el bullón crudo o doré es de 1.79%.

Los resultados alcanzados en el presente estudio, permiten establecer que en el proceso combinado de lixiviación – fusión, la pérdida de plata en la escoria es menor que en escorias producidas en un proceso de fusión directa, es decir 0.46% de distribución frente a 3.96%. Asimismo, la impurificación del doré con cobre es menor en un proceso de lixiviación seguido de fusión que en un proceso de fusión sin lixiviación previa.

Al margen de que una lixiviación de lodo seguida de una fusión, conlleva una serie de ventajas de carácter técnico. Una evaluación económica de este proceso, determina que es también económicamente factible.

Reducción directa de concentrados estañíferos con gas natural

Carlos Sangüeza Antezana

Docente tutor: Edgar Pinto Landaeta
1999

El presente trabajo ha sido realizado en los laboratorios de investigaciones de la Empresa Metalúrgica Vinto, dentro del convenio UTO – EMV, corresponde al estudio experimental para ver la posibilidad de reducir minerales estañíferos con gas natural en forma directa sin uso de otro agente reductor.

Para éste propósito, se utilizaron polvos estañíferos de alta ley previamente peletizados, provenientes del Volatilizador III y concentrados estañíferos seleccionados de alta ley.

Los resultados más significativos fueron alcanzados una mezcla de aire enriquecida con oxígeno, a una temperatura de reducción de 1,100 °C.

Para mezclas gas natural y aire enriquecido con 10% de oxígeno, se obtuvo una mezcla gaseosa de la tabla N° I, con un grado de metalización de 40.40%.

Tabla N° I

	H ₂	CO	CO ₂	SO ₂	O ₂	H ₂ O	N ₂
Antes de reducir	68.1	6.80	6.40	0.20	3.2	4.2	11.1
Después de reducir	ND	4.00	4.60	0.80	3.0	7.8	11.1

ND = no determinado

Para mezclas: aire enriquecido con 30.0% de oxígeno, el grado de metalización alcanza a 47.0% y se obtuvo una mezcla gaseosa que se muestra en la tabla N° II.

Tabla N° II

	H ₂	CO	CO ₂	SO ₂	O ₂	H ₂ O	N ₂
Antes de reducir	18.6	26.8	8.80	0.20	2.60	4.6	38.4
Después de reducir	5.90	4.40	6.40	1.20	2.20	6.8	38.4

Reduciendo polvos estañíferos del Volatilizador III con aire enriquecido con 30% de oxígeno, el grado de metalización es de 56.91% y una composición gaseosa que se muestra en la tabla N° III.

Tabla N° III

	H ₂	CO	CO ₂	SO ₂	O ₂	H ₂ O	N ₂
Antes de reducir	21.50	28.20	8.00	0.20	2.20	4.8	35.10
Después de reducir	5.90	4.20	5.80	0.20	2.00	6.2	35.10

Con éstos resultados queda abierta la factibilidad técnica de reducir los polvos peletizados de estaño, asimismo, los concentrados estañíferos de alta ley por reducción con gas natural, faltando un estudio del tipo de reactor ideal que podrá beneficiar este tratamiento.

Optimización procesos de trituración y molienda materiales auxiliares en Vinto

Freddy Lavayen Godoy

Docente tutor: Carlos Jesús Velasco Hurtado
1999

Dentro del Programa de Titulación para antiguos egresados de la U.T.O, está la presentación del presente Trabajo Dirigido Interdisciplinario, donde se ha considerado como base el sector de Fundentes del Departamento de Materiales Auxiliares y Transporte Interno de la Empresa Metalúrgica Vinto, para mejorar una de sus tareas con el tema de "Optimización de los procesos de trituración y molienda de materiales auxiliares en Vinto", para lo cual se presenta una propuesta de reorganización en el sector, con alternativas de solución para obtener mayor calidad del producto final en estos procesos mediante un análisis y evaluación de las deficiencias, la repercusión de las mismas, análisis del estado real y de la estructura organizativa del sector, de la conducción operativa y por último un análisis teórico de requerimiento de insumos, con la finalidad de garantizar el producto obtenido en estos procesos con un grano adecuado y evitar los costos originados por esta causa.

Estudio de alternativas de tratamiento de la mena compleja argentífera del yacimiento "Candelaria"

Federico Roque Ventura

Docente tutor: Fausto Balderrama Flores
1999

El yacimiento "Candelaria", ubicado en la provincia Sud Lípez del departamento de Potosí, tiene en su zona de óxidos alrededor de 426 gramos de plata por tonelada, y 0.74% de estaño. Hasta el momento, este yacimiento no es explotado debido a una falta de estudios metalúrgicos que determinen la forma de tratamiento más conveniente para este tipo de mineral.

En este trabajo se presentan resultados de pruebas a nivel de laboratorio, de la lixiviación de la mena por agitación con soluciones cianuradas, y pruebas combinadas de lixiviación-gravimetría-flotación y viceversa, realizadas a fin de proponer una alternativa de tratamiento viable técnica y económicamente.

Los resultados encontrados muestran que en la alternativa lixiviación-gravimetría-flotación, la etapa de lixiviación directa del mineral molido a diferentes tamaños de grano y a diferentes concentraciones de cianuro, para 48 horas de lixiviación, se extrae más o menos la misma cantidad de plata, entre 41.4 y 43.7%, y un concentrado de estaño de 37.66% de ley y un 21.50% de recuperación (producto comerciable). En esta alternativa se recomienda continuar con la investigación en la etapa de lixiviación a fin de mejorar la extracción.

Por otro lado, la alternativa flotación-gravimetría-lixiviación permite tener un 27.94% de recuperación de plata en el producto sulfuros (float), con una ley de 5,950 g Ag/t (59.5 DM), y un concentrado de mesas de estaño de 30.61% de ley con una recuperación de 25.16% de estaño. Ambos son productos comercializables. La extracción de las colas de las mesas de concentración y de las lamas por cianuración, tan sólo alcanzan a 11.69%. En esta alternativa se recomienda realizar estudios en la etapa de lixiviación utilizando soluciones ácidas de cloruros o tiourea.

Análisis crítico de las investigaciones en Bolivia sobre la flotación de casiterita

Esteban Ocaña Mier

Docente tutor: Cinda Beltrán Ortíz
1999

El propósito del presente trabajo ha sido realizar un análisis crítico de las investigaciones en Bolivia en lo que se refiere a la flotación de casiterita, con el propósito de determinar las causas de las bajas recuperaciones en las plantas de flotación de menas estañíferas bolivianas.

Para cumplir con éste propósito, se ha hecho una recopilación bibliográfica sobre las investigaciones de flotación de casiterita en COMIBOL, Ex – IIMM y universidades.

La aplicación de la flotación de casiterita en las plantas de flotación más importantes de Bolivia, como ser Colquiri, Catavi y Huanuni, muestra los siguientes resultados:

Planta	% Recuperación	% Ley	% Eficiencia
Colquiri	41.03	19.20	40.31
Catavi (Kenko)	36.74	17.99	35.95
Huanuni	40.00	25.25	39.33

Se observa que estos resultados no son buenos, ya que la máxima recuperación es de 41.03 y la ley máxima 25.25 %Sn. De las publicaciones referentes a la flotación de casiterita en nuestro país, se destaca el desarrollo de numerosos sistemas de flotación, tomando como principal objetivo la búsqueda de un colector selectivo. Objetivo que a la fecha no se ha logrado, pero queda establecido que las plantas de flotación han trabajado preferentemente con sulfosuccinamato variando el consumo de planta a planta en un rango de 249 – 1,716 g/t; éste colector puede aplicarse a pH < 2.5 y en presencia de concentraciones sustanciales de iones Fe^{+3} , Fe^{+2} , Al^{+3} y Ca^{+2} .

Mejoramiento del sistema de control de la operación de producción de Vidrio Lux

Vicente Monje Arias Murillo

Docente tutor: Edgar Venegas Ledo
1999

En Vidrio Lux S. A., empresa dedicada a la producción de envases de vidrio, se ha efectuado el análisis histórico – estadístico del efectivo de la planta, llegándose a determinar para las dos líneas de fabricación un promedio de 12.89%, siendo éste un indicador muy alto para la capacidad de producción en sólo dos líneas, con una eficiencia de 87.11%. Los defectos que más inciden son los de origen mecánico que representan un 5.52% del total defectivo y los de origen térmico con un 4.75%.

Con el objeto de bajar el defectivo y por ende subir la eficiencia; se han tomado algunas acciones en función al análisis efectuado:

1. Designar un responsable por turno para detectar defectos en línea de producción, y en coordinación con el operador de fabricación proceder a la corrección inmediata (labor que se está efectuando actualmente en los tres turnos).
2. Seguimiento horario de los registros de las curvas de temperatura en el alimentador, en vista de presentarse variaciones de temperatura en el mismo, como ser: calentamiento en la parte central hacia el fondo y

enfriamiento del centro hacia los laterales izquierdo y derecho.

3. Preparar con anterioridad las condiciones térmicas del alimentador, cuando se presente un cambio de moldura.

Cuadros comparativos mostrados en el anexo III, nos demuestran que evidentemente es factible mejorar los resultados de producción, así por ejemplo en el caso del frasco pote de 600 cc, se ha logrado disminuir el defectivo y subir la eficiencia en 4.87%, dando como resultado una eficiencia de 93.17% con un defectivo de 6.83%. Estos parámetros se mantienen actualmente con los diferentes tipos de envases que se van produciendo, lo cual corrobora los resultados positivos logrados con éste trabajo.

Fundamentos teóricos y prácticos para la obtención de “trióxido de antimonio acabado” en hornos rotatorios en la Empresa Minera Bernal Hnos.

Cecilio Pimentel Choque

Docente tutor: Carlos Jesús Velasco Hurtado
1999

La información bibliográfica sobre los procesos de volatilización y revolatilización para la obtención de trióxido de antimonio acabado, fundamentan perfectamente la práctica industrial de la Empresa “Bernal Hnos”.

El aspecto más importante son las formas cristalinas del $Sb_2O_3(s)$. En el proceso de volatilización el producto final está compuesto por dos formas cristalinas: la senarmontita y la valentinita, significando que la temperatura de éste proceso ha sido superior a 618 °C en ciertos periodos de operación.

En el caso de revolatilización el producto final está conformado solamente por cristales cúbicos de senarmontita, ya que la temperatura de condensación ha sido menor a la temperatura de transición de ambas formas alotrópicas. Este producto de estructura cristalina uniforme proporciona al trióxido un color y tamaño de partículas de óptimas características.

El análisis de los equilibrios Sb-S-O y Sb-O, permite demostrar que en las condiciones de operación de ambos procesos, la especie más importante es el $Sb_4O_6(g)$, y por el enfriamiento controlado se produce el trióxido de antimonio $Sb_2O_3(s)$ con todas las características y especificaciones de exportación.

Esta tecnología es conocida como método de “doble horno”. Como se ha demostrado es dependiente de minerales de alta ley y bajos contenidos de las impurezas, la cual es una de sus desventajas, pero si los yacimientos mineralógicos y las condiciones económicas lo permiten, es una alternativa que se debe continuar.

Modificación y mejoramiento del circuito de flotación de marmatita en el Ingenio Hornuni de la Empresa Minera Colquiri

Bernabé Villafuerte Suarez

Docente tutor: Octavio Hinojosa Carrasco

1999

Las operaciones de producción del Ingenio Hornuni, Empresa Minera Colquiri, en los últimos años han sufrido bajas considerables en cuanto a los índices metalúrgicos se refiere, especialmente para el zinc.

Las leyes en el concentrado y recuperaciones del zinc, han bajado tanto que preocupa no sólo al personal que trabaja en la empresa, sino que también a autoridades superiores de la oficina central.

Se han hecho varios intentos para revertir esta situación. Se han modificado reactivos, consumo de ellos, variantes parciales de circuitos, mantenimiento y reparación de equipos, cambio de personal técnico, etc., etc., sin lograr en definitiva superar este engorroso problema.

A través de un Balance Metalúrgico completo realizado en el Ingenio con la finalidad de encontrar los puntos críticos se han logrado identificar los problemas que tienen que ver con el Ingenio, ya que también existen otros con los cuales no tiene nada que ver el Ingenio, como la baja constante de la ley de cabeza y cambio de la mineralogía.

En base a estos resultados se hicieron los respectivos ajustes, cambios, etc., y todo lo que era necesario para superar este problema. Con estos cambios efectuados en el Ingenio se han logrado alcanzar metas de este trabajo que, principalmente, eran mejorar la ley de los concentrados de zinc por encima de 40% Zn, para su comercialización; se llegó a 45% Zn y la recuperación alcanzó el 53%.

Si bien es cierto que todavía son valores relativamente bajos, especialmente la recuperación, se seguirán haciendo trabajos necesarios para mejorarlos constantemente.

Depresión de arsenopirita en la flotación de antimonita de la mina Putuma

Julio Germán Arias Caballero

Docente tutor: Octavio Hinojosa Carrasco

1999

Las constantes bajas en las cotizaciones de los metales y las rigurosas penalidades por las impurezas, hacen que las plantas de beneficio de minerales busquen alternativas que abaraten sus costos de operación, prioritariamente obtener concentrados más limpios para disminuir las penalizaciones.

En el presente trabajo se pretende alcanzar un sustituto al tradicional depresor de arsenopirita, cianuro de sodio, en la flotación de antimonita, para ello se estudian tres combinaciones de depresores: cianuro de sodio/sulfato de hierro, cianuro de sodio/sulfato de zinc, cianuro de sodio/óxido de zinc, en relaciones 2/1, 2.5/1 y 3/1.

Los resultados muestran que es posible deprimir efectivamente la arsenopirita con las tres combinaciones de depresores, siendo desde un punto de vista económico y metalúrgico el depresor más adecuado el NaCN/ZnO, en la relación 2/1; usando el mencionado depresor se obtiene un concentrado de antimonio más limpio con 69.3% Sb y 0.06% As con una recuperación de 92.86% Sb comparado con los resultados obtenidos usando solamente NaCN como depresor, donde se obtiene un concentrado de antimonio con 68.0% Sb y 0.2% As, con una recuperación de 89.0% Sb.

Los resultados económicos muestran que al reemplazar NaCN por NaCN/ZnO, se tiene un ahorro anual de aproximadamente 26,308.0 \$us, principalmente por la comercialización del concentrado de antimonio libre de penalización por el contenido de As.

Circuito de up grading para concentrados de estaño de alta ley

Máximo García Valverde

Docente tutor: Cinda Beltrán Ortíz

1999

COPROMIN produce concentrados de alta ley en el rango de 41% Sn a 57% Sn, a partir de concentrados de baja ley del rango de 10% Sn a 25% Sn, pero debido a las fluctuaciones del precio del estaño, especialmente cuando esta fluctuación es de bajada y repentina, COPROMIN sufre pérdidas económicas, entonces el objetivo de este trabajo es investigar la factibilidad tanto económica como técnica de subir la ley del concentrado manteniendo la recuperación.

Con los resultados hallados COPROMIN puede mejorar sustancialmente el contenido de estaño en sus concentrados, los resultados teóricos y los resultados experimentales así lo demuestran.

Mediante una eficiente clasificación y concentración en mesas gravimétricas se logrará una mejora notable en el contenido de estaño.

Además el costo de manipuleo y transporte disminuirá porque el peso del nuevo concentrado será reducido en un 25%.

Con los resultados de las pruebas realizadas se prevé una ganancia neta de 118 %us por tonelada tratada.

Uso de tensoactivos en la filtración de concentrados de zinc

Oscar Rodolfo Nina Yucra
1999

El presente trabajo presenta la aplicación del tensoactivo Hilfsmitel en la filtración de concentrados de zinc, con la finalidad que el filtro de discos 6'x5 en la Empresa Minera Tuntoco Ltda. incremente su capacidad y descargue un queque con una humedad mínima. Para ello se realizó el estudio de las siguientes variables: concentración de tensoactivo, presión de vacío y densidad de pulpa en la filtración. Las pruebas fueron realizadas a escala de laboratorio y en operación industrial en el Ingenio Chaca.

Con la adición del tensoactivo Hilfsmitel y mejorando el nivel de vacío en el circuito de filtración se incrementó la velocidad de filtración de los concentrados de zinc de 0.55 a 0.87 kg/m².h y se redujo la humedad de 24.3% a 12.3%. Los parámetros óptimos encontrados son: 40% sólidos en la alimentación, presión de vacío mayor a 25 mm Hg, concentración de tensoactivo de 0.1% y un consumo de 0.3 kg de Hilfsmitel por tonelada de concentrado.

Análisis de la operación de la Planta PROCEL

Victor Waldo Quisbert Valdez
Docente tutor: Fausto Balderrama Flores
1999

En este trabajo se efectúa un análisis de las variables de operación de la Planta PROCEL.

PROCEL, que produce sulfato de cobre pentahidratado a partir de chatarra de cobre utilizando ácido sulfúrico como agente lixivante, oxígeno del aire como agente oxidante y una temperatura de lixiviación de 80 °C. La cristalización de CuSO₄.5H₂O se efectúa en tinas de cristalización por enfriamiento natural de la solución preñada.

Se ha encontrado que la velocidad de disolución de chatarra de cobre aumenta cuando se utiliza chatarra quemada. Por otro lado para efecto de una adecuada cristalización se debe conseguir, durante la lixiviación, una densidad de 40 °Be en la solución preñada (la solución ingresa a lixiviación con 26 °Be). Densidades mayores a 40 °Be producen una cristalización tan compacta que dificulta en gran manera el cosechado de los cristales, por otro lado con densidades menores a 40 °Be, la producción de CuSO₄.5H₂O disminuye.

Son suficientes tres días para la cristalización completa, antes de este trabajo la solución preñada se mantenía en cristalización hasta 6 días.

Proyecto peletización: reformas propuestas sección peletización fundición de estaño alta ley, CMV

Juan Jorge López de la Vega
Docente tutor: Jorge Tejerina Ledo
1999

El presente trabajo de investigación de la peletización de polvos estañíferos de alta ley se dividió en dos partes: la primera en base a un balance de materia permitió establecer una pérdida de 8.91% del material alimentado a la sección de peletización. Estas pérdidas pueden ser evitadas efectuando ciertos cambios en el equipo existente.

La segunda parte se dedicó a la investigación de los parámetros que influyen en la peletización, habiéndose determinado la factibilidad de añadir un aglutinante y el agente reductor a los polvos, con lo cual se obtuvieron pellets con un porcentaje de peletización y resistencia a la dureza mayor al 90%.

Los mejores valores de los parámetros son: adición de agua de 12 – 15%, tiempo de peletización de 20 a 25 minutos, cantidad de Na₂CO₃ de 3 a 5%, tamaño de grano de carbón menor a 1.25 mm, temperatura de secado 175 a 225 °C y tiempo de secado de 30 minutos.

Finalmente, en base a los resultados obtenidos en esta investigación, se proponen tres etapas de reformas de la planta de peletización:

1. Mejorar una dosificación de alimentación de polvos al plato peletizador. Hermetizar el sistema de captación de polvos para una recuperación de por lo menos el 70% de los polvos procesados.
2. Mejorar la preparación de los pellets con una dosificación y pesaje exacto de los aglutinantes y ser luego homogenizados, y trasladados para ser peletizados y seguidamente ser procesados por fusión.
3. La última etapa consiste en sustituir el horno rotatorio de secado por una cámara de secado similar al de la Planta de Volatilización en La Palca (Potosí).