

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN - TACNA

Facultad de Ingeniería

Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica

**PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA DE MINERAL
OXIDADO DE COBRE DEL PROYECTO
“EL NUEVO SUREÑO”- ILO**

TESIS

Presentada por :

Bach: KENNY CÉSAR LAURA CARITA

Para optar el Título Profesional de:

INGENIERO METALURGISTA

TACNA - PERÚ

2014

UNIVERSIDAD NACIONAL JORGE BASADRE GROHMANN – TACNA

FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA

METALÚRGICA

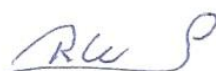
**PRUEBAS DE LIXIVIACIÓN EN COLUMNA DE MINERAL OXIDADO
DE COBRE DEL PROYECTO “EL NUEVO SUREÑO” – ILO**

Tesis sustentada y aprobada el 06 de diciembre de 2013, estando
integrado el Jurado Calificador por:

PRESIDENTE


.....
MSc. Nataniel Mario Linares Gutiérrez.

SECRETARIO


.....
MSc Tolomeo Raúl Soto Pérez

MIEMBRO


.....
Ing. Daniel Zevallos Ramos

ASESOR


.....
Ing. Zoilo Edgardo Valdivia Infantas

DEDICATORIA:

A los seres que más amo:

*A mi madre querida
Inosencia Carita con
toda gratitud*

*A mi esposa Nelly Zanga
e hijos Luis y Lucero con
todo mi amor y cariño*

AGRADECIMIENTO:

*A mi Alma Mater y a los docentes de la
Escuela Profesional de Ingeniería Metalúrgica,
quienes me proporcionaron los conocimientos
necesarios para hacer frente a mi vida profesional*

CONTENIDO

Pág.

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTO

CONTENIDO

RESUMEN

INTRODUCCIÓN 1

CAPÍTULO I: GENERALIDADES

1.1 OBJETIVOS 2
 1.1.1 Objetivo general 2
 1.1.2 Objetivos específicos 2
1.2 HIPÓTESIS 3
1.3 JUSTIFICACIÓN 3
1.4 ANTECEDENTES 5

CAPÍTULO II: FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 ASPECTOS GENERALES 10
 2.1.1 Generalidades de la lixiviación 10
 2.1.2 Termodinámica de la lixiviación de óxidos de cobre 12
 2.1.3 Métodos de procesamiento de cobre oxidado 17
 2.1.4 Agentes lixiviantes 20

2.1.5 Factores que interviene en la lixiviación	20
2.2 CARACTERÍSTICAS DEL MINERAL A LIXIVIAR	21
2.2.1 Porosidad	21
2.2.2 Permeabilidad	23
2.3 TRITURACIÓN.....	23
2.3.1 Evaluación de chancado.....	23
2.3.2 Chancado.....	25
2.3.3Etapas de chancado.....	26
2.3.4 Variables de operación	30
2.4 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN	32
2.4.1 Lixiviación in situ.....	32
2.4.2 Lixiviación en botaderos	34
2.4.3 Lixiviación en bateas	35
2.4.4 Lixiviación en pilas.....	36
2.4.5 Lixiviación por agitación.....	43
2.4.6 Lixiviación a presión	45
2.4.7 Selección de un método de lixiviación	47

CAPÍTULO III: TRATAMIENTO DE LA SOLUCIÓN DE LIXIVIACIÓN

3.1 CEMENTACIÓN.....	55
3.2 CRISTALIZACIÓN.....	60
3.3 EXTRACCIÓN POR SOLVENTES	61
3.4 ELECTRODEPOSICIÓN	65

CAPÍTULO IV: METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

4.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL.....	68
4.2 EQUIPOS, MATERIALES	70
4.3 REACTIVOS	71
4.4 PROPIEDADES FÍSICO – QUÍMICOS.....	72
4.4.1 Propiedades físicas	72
4.4.2 Propiedades químicas	73
4.5 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO	74
4.6 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL.....	79
4.6.1Pruebas de lixiviación agitada	79

4.6.2 Pruebas de lixiviación en botella.....	80
4.6.3 Pruebas de lixiviación en columna.....	85

CAPÍTULO V: ANÁLISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES

5.1 CINÉTICA DE CONSUMO DE ÁCIDO DEL MINERAL.....	94
5.1.1 Cinética de consumo de ácido en botella	94
5.1.2 Aglomerado y curado.....	95
5.2 CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DE COBRE	96
5.2.1 Lixiviación en columna.....	96
5.2.2 Cobre soluble	97
5.2.3 Resistencia a la compresión.....	97

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

RESUMEN

La presente Tesis, enfoca el tema de lixiviación ácida como el proceso más utilizado para la recuperación de cobre desde minerales oxidados. La rentabilidad de esta operación va a estar determinada por el consumo de ácido sulfúrico y el grado de extracción de cobre.

Considerando la importancia actual de la lixiviación, en los capítulos I y II, se enfoca los objetivos, hipótesis, justificación y antecedentes, así como aspectos generales como termodinámica, agentes y factores que intervienen en la lixiviación, características del mineral a lixiviar, trituración, métodos, entre otros.

En tanto, los capítulos III, IV y V, tratan sobre el proceso de lixiviación, incidiendo en cementación, cristalización, extracción por solventes y electrodeposición, además se analiza la metodología experimental mediante la caracterización del mineral, equipos, reactivos, y las respectivas pruebas de lixiviación, para culminar con el análisis de resultados experimentales.

INTRODUCCIÓN

La lixiviación de los minerales oxidados de cobre utilizando el ácido sulfúrico, se ha incrementado rápidamente en los últimos años, debido principalmente al atractivo económico que representa la utilización de este agente lixivante.

Existen diferentes métodos de lixiviación de minerales de cobre utilizando el H_2SO_4 el más utilizado es la lixiviación en pilas y en menor escala la lixiviación en botaderos. Para poder elegir el método a utilizarse, hay que tener en cuenta el tipo de mineral a tratar, si la composición del mineral es óxido o sulfuro o bien la ley del mineral. La lixiviación en pilas de un mineral oxidado de cobre, deberá tener una ley que permita que los costos de extracción, manejo, trituración, lixiviación y obtención de cobre, sea factible.

El mineral oxidado del presente trabajo tiene una ley promedio del 2,48 % de cobre y presenta principalmente el cobre en forma de crisocola, malaquita y cuprita. La fase experimental, corresponde a pruebas a nivel de laboratorio experimental en vaso agitador y con columnas.

CAPÍTULO I

GENERALIDADES

1.1 OBJETIVOS

1.1.1 Objetivo general

El objetivo central es la evaluación de un mineral oxidado de cobre característico de la región de Moquegua, que presenta el cobre en forma de crisocola, malaquita y cuprita, utilizando el H_2SO_4 como agente lixivante.

1.1.2 Objetivos específicos

- Determinar las propiedades químicas y físicas del mineral
- Precisar el consumo de ácido del mineral
- Fijar las propiedades físicas del curado del mineral
- Establecer la cinética de recuperación del cobre a diversos tamaños de partículas del mineral.

- Comparar y obtener parámetros de operación, que servirán de guía para este tipo de minerales.
- Definir el mineral con el que se encuentra asociado el cobre.

1.2 HIPÓTESIS

Si utilizamos como agente lixiviante el ácido sulfúrico se logrará obtener buenas recuperaciones con la presencia de los principales compuestos crisocola, malaquita y cuprita.

1.3 JUSTIFICACIÓN

Este trabajo de investigación se realiza, para que un sector de la pequeña minería o minería artesanal tenga al alcance tecnologías apropiadas y convenientes en la extracción de los minerales, obteniendo mayor recuperación posible de cobre por cada cantidad de mineral procesado, y así obtener mayores beneficios económicos, las actividades relacionadas a la extracción de minerales se realiza bajo normas y leyes del estado peruano, para lo cual, se debe proporcionar orientación a los pequeños mineros en su correcta aplicación de tecnologías apropiadas.

Es importante este trabajo de investigación, porque se pretende mejorar la situación socio-económica de los pequeños mineros, además deben insertarse como empresas formales, contribuyendo a la economía nacional con su pago de sus tributos, generando mayores ingresos familiares y la consecuente formalización laboral de este sector.

En el Perú, dada la enorme gravitación tanto en términos económicos como de volúmenes producidos, hablar de desarrollo ligado a la Industria minera, significa inevitablemente referirse al desarrollo de la minería del cobre y otros metales. En relación con la Hidrometalurgia ocurre lo mismo y si bien puede resultar interesante el desarrollo de las técnicas hidrometalúrgicas en las industrias de otros metales como plomo, zinc y las usadas en la minería del oro, todas estas técnicas están incluidas y representadas, en las tecnologías usadas por la Hidrometalurgia del cobre, que en el país, está basada en las tecnologías de lixiviación, extracción por solventes y electro-obtención (LX-SX-EO). Dichas técnicas, aunque se desarrollaron en épocas diferentes y se han adoptado por separado y en diversas épocas de la historia de la metalurgia del cobre, han alcanzado una

avanzada etapa de desarrollo y madurez. Desde la introducción de la lixiviación por percolación en bateas seguida de electro-obtención directa y se ha recorrido un largo camino. Otras faenas, como Cerro Verde y Southern Perú, utilizaron esta experiencia en sus plantas construidas hace varias décadas.

1.4 ANTECEDENTES

En el siglo XVI, la extracción de cobre por métodos líquidos recibió alguna atención. Así, la lixiviación en pilas fue usada en las montañas de Hartz, en Alemania, y en las minas de Río Tinto, en España. En estas operaciones los minerales de pirita conteniendo sulfuros de cobre se apilaban al aire libre, donde se dejaban oxidar expuestos a la acción de la lluvia, del aire y la intervención natural de bacterias. Las soluciones de sulfato se recogían en la base de las pilas y se precipitaba el cobre usando chatarra de fierro. Este proceso de precipitación recibió desde ese entonces el nombre castellano de cementación, que le es asignado hasta hoy.

En el siglo XVIII, la producción de potasa en Québec para la industria de jabón y vidrio, se realizaba lixiviando con agua las

cenizas de los hornos de leña y de la quema de bosques, las cenizas se agitaban con agua, se filtraban, y luego se evaporaban hasta sequedad para producir la potasa. Se estima que para lograr 1 tonelada de potasa era necesario quemar alrededor de 5 000m² de bosques. El año 1887 se puede señalar como el nacimiento de la Hidrometalurgia industrial moderna, cuando simultáneamente se inventaron dos procesos de gran relevancia.

- El proceso de cianuración de oro, desarrollado por John Stewart Mac Arthur y los hermanos Robert y William Forrest, consistía en la disolución del oro desde minerales de baja ley con una solución alcalina diluida de cianuro de sodio, seguidamente el oro es precipitado por cementación con zinc.
- El proceso inventado por Karl Joseph Bayer para la producción de un precipitado cristalino y puro de $\text{Al}(\text{OH})_3$, mediante la lixiviación alcalina en caliente de bauxita. De las soluciones alcalinas precipita el hidróxido en forma filtrable, el cual, después de ser lavado y secado, se calcina para producir un Al_2O_3 puro. Este último es electrolizado en sales fundidas para producir aluminio metálico. A inicios del siglo XX, el desarrollo en la producción de energía eléctrica permitió reemplazar la

cementación con chatarra de Fe por la electrólisis de soluciones de lixiviación, efectuado por primera vez en el mundo a escala industrial en Chuquicamata, Chile (1915). La síntesis del amoníaco, NH_3 , en Alemania, durante la I Guerra Mundial, permitió su uso en la forma de hidróxido de amonio, $\text{NH}_4(\text{OH})$, en la lixiviación de cobre nativo, en el distrito del Lago Superior, y de minerales de malaquita/azurita, en Alaska (1916), de igual manera, la lixiviación ácida de zinc, desde minerales oxidados. En la década de los 40, el esfuerzo bélico para obtener el uranio que se requería en el Proyecto Manhattan para la producción de la bomba atómica, permitió desarrollar a nivel industrial los procesos de extracción por solventes y de intercambio iónico con resinas sólidas.

Durante la década de los 50, se desarrolló la lixiviación amoniacal a presión de concentrados sulfurados de níquel y su recuperación por precipitación con gas hidrógeno, por Sherritt-Gordon, en Fort Saskatchewan, Canadá, la aplicación de este proceso rápidamente se amplió, tanto en medio ácido como alcalino, a los concentrados sulfurados de otros metales como cobalto, zinc, cobre, lateritas, concentrados mixtos muy difíciles

de separar (Co/Ni, Co/Ni/Cu, etc.), y a minerales de uranio y de tungsteno en los años 70 y de oro en los años 80. Durante la década de los 60, se comenzó a entender el rol de las bacterias en la disolución de algunos minerales sulfurados particularmente de piritas FeS_2 lo que potenció su aplicación en la lixiviación de minerales de cobre considerados económicamente marginales, tanto in-situ como en botaderos en Arizona, USA. Esta técnica fue posteriormente aplicada con provecho para la producción de uranio en los años 70 y de oro desde minerales encapsulados con piritas en los años 80. En 1967, se pone en marcha exitosamente la primera planta comercial de SX-EO para cobre, *Bluebird*, de la *Ranchers Exploration*, en Arizona, usando LIX 64, el primer reactivo comercial para cobre. Por la década de los 70, se desarrollaron nuevos reactivos de extracción por solventes para cobre, unida a la electro obtención, permitió la aplicación masiva de esta técnica. Inicialmente, se destacan proyectos en USA, Zambia y Perú. En este período, se establecieron los mecanismos electroquímicos que gobiernan la disolución de los sulfuros, esto permitió el desarrollo de tecnologías para el tratamiento hidrometalúrgico de concentrados de cobre. Entre ellos se destacan: el proceso ARBITER usando amoníaco y los

procesos CYMETY CLEAR, ambos en ambiente clorhídrico probados a escala piloto por Cyprus y Duval. Posteriormente, en la década de los 80, la aplicación de carbón activado, unida a la lixiviación en pilas con aglomeración, potencian la producción de oro desde minerales de baja ley, asimismo, la aplicación de oxidación previa permitió el tratamiento de minerales de oro. Durante esta década en la industria del cobre de USA, se produce el fenómeno de conversión tecnológica de la minería tradicional. Impulsada por altos costos debido que la industria minera estaba en una fase de madurez, con sindicatos poderosos, enfrentó las primeras regulaciones ambientales, además, se produjo una baja de precios del cobre, lo cual, hizo cerrar a la mayor parte de las operaciones mineras. Varios productores desaparecieron, pero otros iniciaron una conversión hacia operaciones de lixiviación LX, principalmente en botaderos, seguida de SX y EO lo que les cambió de escenario ambiental y el perfil de costos y así les permitió reabrir muchas de sus operaciones cerradas.

CAPÍTULO II

FUNDAMENTO TEÓRICO

2.1 ASPECTOS GENERALES

2.1.1 Generalidades de la lixiviación

Los minerales oxidados son explotados principalmente a tajo abierto por encontrarse más cercano a la superficie, y luego son triturados en varias etapas de chancado (generalmente tres) con el objetivo de liberar la especie mineral de interés, en este caso, el óxido de cobre, y lograr un tamaño uniforme de partícula de hasta ½ pulgada. En la etapa de aglomeración, una mezcla de agua y ácido sulfúrico se aplica al mineral que puede estar en una correa transportadora o en un tanque agitador, haciendo que los finos se adhieran a los gruesos. Las partículas de menor tamaño segregan y forman áreas ciegas que disminuyen la percolación, aumentan el tiempo de lixiviación y con ello el

consumo de reactivos, razones por las que, es importante preparar el material mineralizado, a modo de asegurar su permeabilidad para la lixiviación. La lixiviación es un proceso de la hidrometalurgia, en el cual se aplica una solución de ácido sulfúrico y agua al mineral, lo que cambia las condiciones de acidez disolviendo rápida y selectivamente el cobre con lo cual se separa del mineral. La solución de lixiviación que contiene el cobre disuelto como sulfato de cobre o PLS (*Pregnant Liquour Storage*) es desarenada y conducida a una planta de extracción por solvente o SX (*Solvent Extraction*). Con la extracción por solvente se logra la recuperación selectiva del cobre, su purificación y concentración, mediante la extracción de los iones de cobre con un solvente orgánico, que luego es tratado con una solución acida en la que se recupera el metal. De este proceso se obtiene una solución pobre en cobre llamada refino, que se recircula al proceso de lixiviación y una solución acida purificada y concentrada de cobre que va al proceso de electroobtención o EW (*Electrowinning*). Esta última etapa recupera el cobre mediante un proceso electrometalúrgico desde una solución electrolito

concentrada, donde se utilizan cátodos de acero inoxidable y ánodos de plomo reutilizables, para producir cátodos de alta pureza de cobre (99,99 %).

2.1.2 Termodinámica de la lixiviación de óxidos de cobre

Análisis de las reacciones óxido del metal-solución

- En los diagramas Eh/pH, las posibilidades de disolver un metal puede representarse gráficamente de acuerdo a la definición de límites que se hayan usado. Así, para que exista el equilibrio entre un ión metálico disuelto, o un complejo de ion metálico, debe especificarse la concentración límite de los iones en la solución. Pourbaix define como la actividad mínima para la disolución de especies el valor de 10^{-6} molar.
- Sin embargo, cuando se desea lograr la disolución, como ocurre en la extracción hidrometalúrgica, un valor mínimo para la concentración es de 10^{-3} molar, la zona intermedia, comprendida entre 10^{-3} y 10^{-6} molar,

representan condiciones que dan como resultado la corrosión.

- La Figura 1, presenta un diagrama Eh/pH para el sistema Cu-O-H₂O, muestra las regiones de pasivación y disolución. Los valores del logaritmo de las concentraciones para las especies solubles están indicados sobre los límites. Pourbaix ha publicado gran cantidad de diagramas similares, de alto grado de detalle, para muchos otros sistemas metal-oxígeno de gran importancia y que muestran las condiciones que conducen a la corrosión o bien a la formación de películas oxidadas, las cuales actúan como protectoras superficiales a causa y como resultado de dicha pasivación.

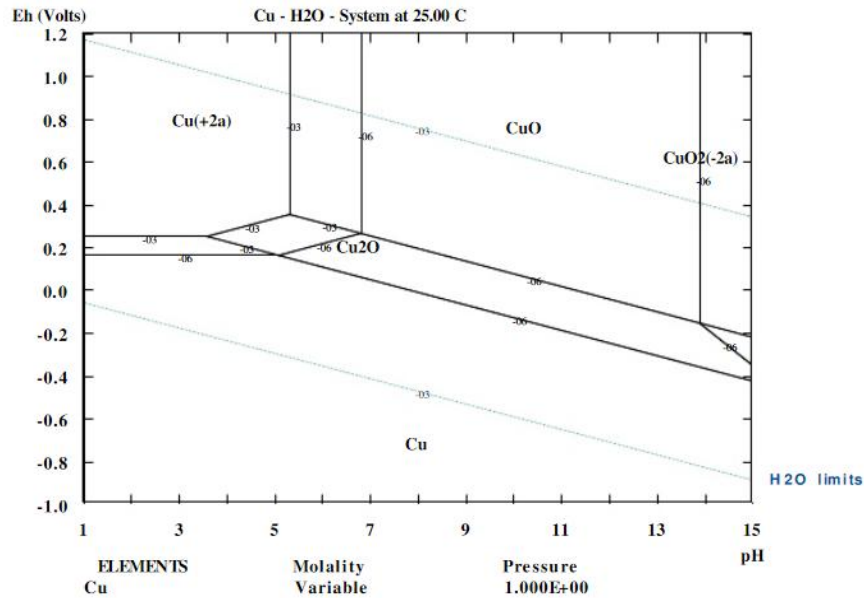


Figura 1. Sistema Cu-O-H₂O a 298 K (25 °C)

Fuente: Domic M. Esteban. Hidrometalurgia

Uso del diagrama Eh/pH del sistema Cu-O-S-H₂O para la disolución de Cu₂S

- Los diagramas Eh/pH pueden predecir las relaciones de estabilidad y las secuencias de formación de capas superficiales, a medida que progresan las reacciones de disolución, en la figura 2, se presenta el sistema Cu-O-S-H₂O, a 298 K (25 °C), asumiendo que la concentración molar para todas las especies disueltas con contenido de azufre, es de 10⁻¹ molar.

- Las áreas de estabilidad para la calcosina, Cu_2S , y la covelina CuS , indican que la formación de películas de productos sólidos superficiales de S^0 no se producirá en la superficie del Cu_2S , ya que la reacción: $\text{Cu}_2\text{S} + \text{S}^0 \rightleftharpoons 2\text{CuS}$ es termodinámicamente favorable. En cambio, se puede predecir que la secuencia de formación de capas superficiales en la superficie del Cu_2S será la siguiente $\text{Cu}_2\text{S}/\text{CuS}/\text{S}^0$.
- Cuando el Cu_2S se encuentre en una solución acuosa de alto potencial de oxidación, este reaccionará, bajando el potencial y en la formación de capas de covelina porosa, CuS , sobre el sustrato de calcosina, Cu_2S , como subproducto inicial. La reacción anódica es: $\text{Cu}_2\text{S} \rightleftharpoons \text{CuS} + \text{Cu}^{2+} + 2\text{e}^-$
- Si el oxidante es oxígeno, la reacción catódica consumirá iones de hidrógeno en la superficie de acuerdo con las siguientes reacciones: $1/2\text{O}_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e}^- \rightleftharpoons \text{H}_2\text{O}$. En cambio, si el par catódico involucró el férrico, se tendrá la formación de ferroso: $2\text{Fe}^{3+} + 2\text{e}^- \rightleftharpoons 2\text{Fe}^{2+}$
- La formación de S^0 sobre la superficie de la covelina porosa se produce en forma de capas superficiales no

conductoras, y ocurre según la reacción: $\text{CuS} \rightleftharpoons \text{Cu}^{2+} + \text{S}^0 + 2\text{e}^-$

- La reacción inicial (1) ocurre en el límite superficial i, con la formación de covelina CuS , en forma decapas porosas, permitiendo la salida por difusión de iones cúpricos, Cu^{2+} y la conducción de electrones hacia el límite superficial ii, donde el oxidante (sea oxígeno, O_2 , o Fe^{3+} es reducido produciéndose agua, H_2O , e iones, Fe^{2+} respectivamente. El potencial es estabilizado por la reacción de estado estacionario en la superficie límite.
- Tan pronto como el Cu_2S ha reaccionado completamente, decaerá el potencial, lo que da como resultado la formación de una capa de S^0 no es conductora. El oxidante ahora debe pasar por difusión a través de la capa de azufre, lo que ocasiona un retardo de la cinética

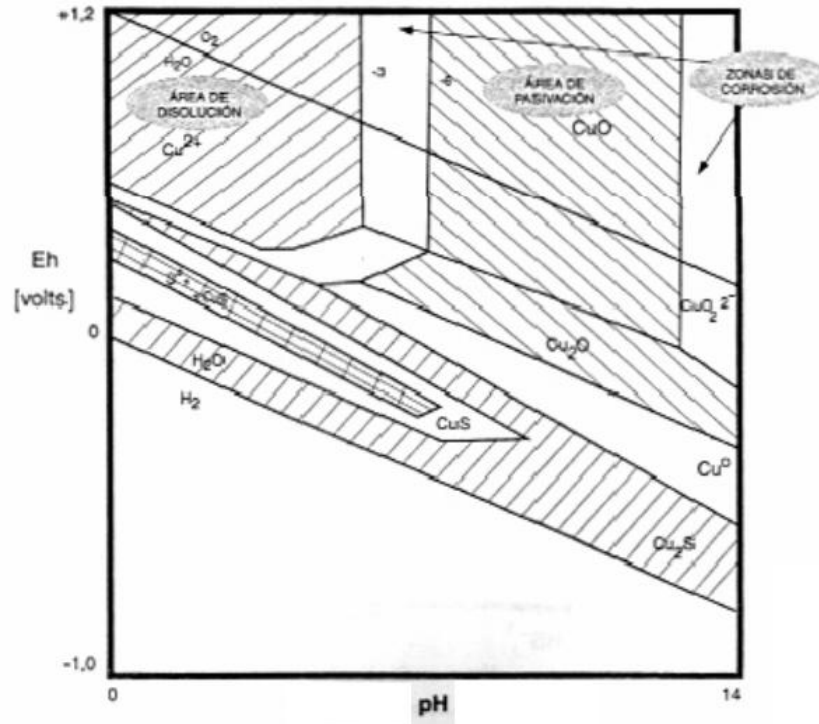


Figura 2. Sistema Cu-S-H₂O a 298 K (25°C)

Fuente: Domic M. Esteban. Hidrometalurgia

2.1.3 Métodos de procesamiento de cobre oxidado

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico que permite obtener el cobre de los minerales oxidados que lo contienen, aplicando una disolución de ácido sulfúrico y agua. Este proceso se basa en que los minerales oxidados son sensibles al ataque de soluciones ácidas.

El material extraído de la mina (generalmente a cielo abierto), que contiene minerales oxidados de cobre, es fragmentado mediante trituración primaria y secundaria (eventualmente terciaria), con el objeto de obtener un material mineralizado de un tamaño máximo de 3810 a 1905 mm. Este tamaño es suficiente para dejar expuestos los minerales oxidados de cobre a la infiltración de la solución ácida.

El material triturado es aglomerado y curado, luego llevado hacia el lugar donde se formará la cama del mineral. En su destino, el mineral es descargado y se va formando un terraplén continuo de 6 a 8 m de altura: la cama de lixiviación, donde se instala un sistema de riego por goteo y aspersores que van cubriendo toda el área expuesta. Bajo las camas de material a lixiviar se instala previamente una membrana impermeable sobre la cual se dispone un sistema de drenes (tuberías ranuradas) que permiten recoger las soluciones que se infiltran a través del material.

A través del sistema de riego por goteo y de los

aspersores, se vierte lentamente una solución ácida de agua con ácido sulfúrico en la superficie de las camas. Esta solución se infiltra en la cama hasta su base, actuando rápidamente. La solución disuelve el cobre contenido en los minerales oxidados, formando una solución de sulfato de cobre, la que es recogida por el sistema de drenaje, y llevada fuera del sector de las camas en canaletas impermeabilizadas. El riego de las camas, es decir, la lixiviación se mantiene hasta que se ha agotado casi completamente la cantidad de cobre lixiviable. El material restante o ripio es transportado a terreros donde podría reiniciar un segundo proceso de lixiviación para extraer el resto de cobre.

De la lixiviación se obtienen soluciones de sulfato de cobre (CuSO_4) denominadas PLS que son llevadas a diversos estanques donde se limpian eliminándose las partículas sólidas que pudieran haber sido arrastradas. Estas soluciones de sulfato de cobre limpias son llevadas a planta de extracción por solventes.

2.1.4 Agentes lixiviantes

La selección depende de su disponibilidad, costo, estabilidad química, selectividad, producir, regenerar y que permita la recuperación del cobre de la solución acuosa en forma económica. Se clasifican en:

- Ácido inorgánicos (ácido sulfúrico, ácido clorhídrico, ácido nítrico)
- Bases (hidróxido de amonio)
- Agentes oxidantes (oxígeno, ión férrico, ión cúprico)
- Agentes acomplejantes (amoníaco, sales de amonio, cianuros, carbonatos, cloruros)

2.1.5 Factores que interviene en la lixiviación

- Características del mineral (naturaleza, ley, tipo de ganga, etc.
- Tamaño de partícula. Un menor tamaño aumenta la extracción y disminuye el tiempo de contacto entre el mineral y el lixivante.
- Concentración del disolvente o lixivante. El aumento de

concentración del lixiviante incide en la extracción, pero disuelve elementos no favorables a la oxidación del cobre. Generalmente se usa H_2SO_4 al 5 %.

- Tiempo de contacto y temperatura. El tiempo de contacto depende de los factores anteriores, un aumento de la temperatura provoca un aumento en la velocidad de extracción. En hidrometalurgia se lixivia a temperatura ambiente.

2.2 CARACTERÍSTICAS DEL MINERAL A LIXIVIAR

Para que un mineral de cobre sea susceptible de ser lixiviado, debe reunir ciertas características en cuanto a porosidad y permeabilidad que permitan que el proceso de lixiviación sea factible. A continuación, se explican estos dos factores.

2.2.1 Porosidad

La porosidad se define como la cantidad de poros presentes en una partícula. Una prueba fácil de realizar para saber si una roca es porosa, es colocar una gota de

agua en un fragmento de roca y observar si esta la absorbe; otra es, sumergir la roca en agua y ver si se escapan burbujas de aire. La porosidad puede estar presente en cualquier tipo de roca y esta se crea cuando se forma la roca (como en el caso de las rocas sedimentarias), o puede inducirse posteriormente, fracturándola o intemperizándola.

Los mejores minerales para la lixiviación por montones son las rocas intemperizadas que contiene valores diseminados. Las zonas de fractura y fallas también crean buena permeabilidad. La arcilla no es un buen mineral para la lixiviación porque no es porosa.

La lixiviación en montones es un proceso lento ya que la penetración de la solución lixivante toma semanas o meses para penetrar las fracturas finas o los poros en una roca para disolver el metal, y luego para percolarse a través de las rocas. La cantidad de solución que pasa por fuera de la roca no es importante, sin embargo, la distancia interna que debe penetrar sí importa. Grandes cantidades de

mineral se puede lixiviar con éxito, si se tiene cierto grado de porosidad y tiempo suficiente para que ocurra el proceso.

2.2.2 Permeabilidad

Un lote de mineral es permeable si se puede percollar agua a través de él. La lixiviación en montones requiere de un mineral permeable y de una base impermeable. Los minerales que contienen algo de arcilla por lo general son impermeables.

2.3 TRITURACIÓN

2.3.1 Evaluación de chancado

Los resultados evaluados con criterio económico y en combinación con los de otras pruebas, determinan los tamaños máximos de tratamiento, y por lo tanto, de mínima inversión y costo de operación, que no afecten una alta recuperación del metal en un tiempo razonablemente corto. La prueba muestra la distribución granulométrica de trabajo esperable al tamaño determinado para la lixiviación, la que

estará orientada a generar un mínimo de finos, según lo factible de obtener en un circuito de chancado industrial, para evitar problemas de percolación del lecho, en los casos en que estos constituyen un problema. Como combinación de los diversos factores, define el circuito de chancado recomendable para el tratamiento de los minerales:- comprenden el análisis granulométrico de la muestra recibida a tamaño natural-incluye las determinaciones del *workindex* del mineral- proporciona las curvas de distribución granulométrica, a varios tamaños de chancado máximo, para las pruebas de tratamiento-los resultados permiten apreciar las formas de fracturas- definen el límite inferior del tamaño de chancado, en base al contenido de finos generado encada tamaño máximo de chancado ensayado- combinado con análisis químico, proporciona los contenidos de cobre total y soluble por cada fracción granulométrica. Las primeras etapas de conminución se realizan para facilitar el manejo del material proveniente de la mina y luego, en sucesivas etapas de chancado y molienda, para separar el mineral de la ganga. El chancado se realiza con material seco, y el mecanismo de reducción de tamaño es la

compresión o impacto. Debido a que estas son etapas que consumen grandes cantidades de energía, la filosofía en la aplicación de cada etapa, es moler lo mínimo necesario.

2.3.2 Chancado

Es la primera etapa mecánica para el beneficio de los minerales, y consiste en la aplicación de fuerza mecánica para romper los trozos grandes de mineral hasta reducirlos a un tamaño menor (fragmentos de 0,635 a 9525 mm) utilizando fuerzas de compresión y en menor proporción fuerzas de fricción, flexión, cizallamiento u otras.

Se realiza en máquinas que se mueven a velocidad media o baja en una trayectoria fija y que ejercen presiones inmensas a bajas velocidades, que se caracteriza porque sus elementos trituradores o mandíbulas no se tocan y las condiciones principales de esta operación son la oscilación y la velocidad de oscilación de la mandíbula móvil, y el factor que influye esta condición de operación son las características del mineral.

2.3.3 Etapas del chancado

Chancado primario: en el chancado primario se pasa el mineral tal como viene de la mina o del tajo abierto por las chancadoras de quijadas o mandíbulas, una móvil que se acerca y aleja de una fija en una cavidad determinada.

La mayoría de las máquinas del tipo Blake, tienen un ángulo de trituración de aproximadamente 27° entre la mandíbula fija y móvil.

A la relación del tamaño de alimentación que aceptará la chancadora (GAPE) y el tamaño del producto que descarga (SET) se le denomina Radio de Reducción (Rr). Este radio depende del esfuerzo que la máquina esté diseñada para tolerar, durante el paso del mineral a través de ella. Trituran rocas de un máximo de 152,4 mm hasta un producto de 20,32 – 15,24 mm. El tamaño de una chancadora de quijadas, se especifica por el gape (abertura de ingreso) y la longitud de la abertura de recepción del mineral; por ejemplo 167,64 mm x 213,36 mm o 30,48 mm x 60,96 mm

El mecanismo de las chancadoras de quijadas, se produce cuando el trozo de mineral se introduce entre las mandíbulas, al acelerarse la mandíbula móvil y presionar, se aplasta y se quiebra al alzarse esta, el material triturado descende hacia la abertura formada por las dos mandíbulas, y en el siguiente acercamiento sufre una nueva fragmentación y así sucesivamente hasta alcanzar las dimensiones que le permiten salir por la descarga (set).

Chancado secundario: toma el producto de la chancadora primaria y lo reduce a productos de 7,62 a 5,08 mm, se realizan en las chancadoras cónicas giratorias, cuyo principio de trabajo es muy simple.

Si un cono es montado en un eje vertical y la parte superior del eje se sitúa estacionaria mientras que la parte inferior gira excéntricamente, el cono tendrá también un movimiento excéntrico. Si el cono se coloca en una carcasa se moverá aproximándose y retrocediendo de la pared que lo contiene a la vez que gira. Si el cono y la pared de la carcasa son

suficientemente robustos y pesados, cualquier cosa apresada entre ellas será triturada.

El chancado secundario generalmente se realiza en las chancadoras *Symons Standard* y la chancadora Hidrocónica *Allis Chalmers*. Estas chancadoras de productos finos son del tipo de alta velocidad y tienen las siguientes ventajas:

- a) La gran abertura de alimentación disponible en comparación con trituradoras de otro tipo.
- b) El alto rango de tamaños y capacidades, que se encuentran entre 600 y 6 000 TMPH.

El chancado se ejecuta en estos equipos entre dos superficies. La primera tiene forma cónica, se le conoce con el nombre de cóncave o “taza”, y la otra corresponde a la cabeza o “trompo” que tiene una parte central que va cubierto con una camisa denominada “mantle”.

El trompo que tiene la forma de un cono va montado sobre un eje principal, este eje es suspendido por su parte superior mediante un sistema mecánico, y con la parte excéntrica que

a la vez lleva un sistema de engranajes que le transmite el movimiento por un piñón conectado al contra eje que lleva una polea accionada por el motor.

El movimiento de la cabeza o “trompo” alrededor de la cóncave, produce el chancado del mineral por la compresión o golpe, y luego el mineral desciende por gravedad.

Chancado terciario: toma el producto previamente tamizado del chancado secundario y lo reduce hasta $\frac{1}{4}$ ” y $\frac{1}{2}$ ”; este tamaño es adecuado para pasar a los molinos.

Generalmente para esta etapa se usan las chancadoras Symons de cabeza corta. Es muy importante tener en cuenta que la trituración es más barata que la molienda.

El tonelaje horario de diseño de la planta no será igual al tonelaje horario con que se alimentará la planta de molienda ya que los molinos trabajan 24 h/d mientras que en trituración se considerará 12 h/d de trabajo.

Tabla I. Rangos de tamaño de aplicación de cada etapa de conminución

<i>Etapa</i>	<i>Sub-etapa</i>	<i>Rango tamaño (cm)</i>	<i>Consumo Energía (KWH/T)</i>	<i>Equipos</i>
<i>Trituración</i>	<i>Primaria</i>	<i>100 - 10</i>	<i>0,35</i>	<i>t. mandíbula y giratoria</i>
	<i>Secundaria</i>	<i>10 - 1</i>	<i>0,3 - 3</i>	<i>t. cono estándar</i>
	<i>Terciaria</i>	<i>1 - 0,5</i>		<i>t. cono cabeza corta</i>
<i>Molienda</i>	<i>Primaria</i>	<i>1-0,1</i>	<i>3 - 6</i>	<i>Molino de barras</i>
	<i>Secundaria</i>	<i>0,1-10⁻⁴</i>	<i>10</i>	<i>Molino de bolas</i>
	<i>Terciaria</i>	<i>10⁻⁴-10⁻⁵</i>	<i>10 -30</i>	<i>Molino de bolas</i>

t. : trituradora

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

Normalmente, los circuitos de conminución van acompañados de las correspondientes etapas de clasificación para evitar la excesiva producción de finos y aumentar la capacidad del equipo. Se puede usar circuito abierto o cerrado según sea el destino del producto de chancado (abierto, si la descarga es la alimentación a molino de barras y cerrado si va a molino de bolas).

2.3.4 Variables de operación

Contenido de humedad: cuando es inferior de 3 % o 4 % en peso no surgen dificultades, cuando excede del 4 % se

vuelve pastoso adherente, tendiendo a atascar la chancadora.

El tipo de alimentación: la alimentación obstruida se refiere a aquellas chancadoras están equipadas generalmente de una tolva alimentadora que se mantiene llena a rebosar o atascado de modo que el producto no se descargue libremente, esto hace aumentar la proporción de finos y disminuye la capacidad de producción, si no existiría el tamizado o clasificación, la alimentación obstruida resulta más económica, pues, elimina una o más etapas reductoras debido a la gran cantidad de finos producidos.

Consumo de energía: se calcula con la fórmula de BOND que dice:

“El trabajo total utilizado en la fragmentación, que ha sido aplicado a un peso establecido de material homogéneamente fracturada, invariablemente es proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de las partículas producidas”.

Contenido de sólidos metálicos y otros materiales: el mineral no debe tener piezas metálicas y otros, llámese: rieles, barrenos, combas, madera, etc. que siempre acompañan al mineral y deben ser sacados o separados del mineral, puesto que si pasan estos objetos malograrían la chancadora.

2.4 MÉTODOS DE LIXIVIACIÓN

Los métodos disponibles para ejecutar la lixiviación de minerales, tratan de responder a las interrogantes fundamentales de toda actividad industrial, en términos de obtener el máximo beneficio económico con el mínimo de costos. Se trata entonces de lograr un balance económico entre los recursos aportados: Inversión inicial, gastos operacionales (energía, reactivos, ácido, agua, mano de obra, etc.) y los beneficios a obtener del procesamiento de las materias primas.

2.4.1 Lixiviación insitu

La lixiviación in-situ (en el lugar) consiste en la aplicación de soluciones directamente sobre el mineral que

está ubicado en el yacimiento, sin someterlo a labores de extracción minera. Existen dos modalidades de lixiviación in situ, según la ubicación del mineral respecto del nivel freático.

Debido a sus bajos costos de inversión es una técnica factible para la recuperación de metales desde materiales de muy baja ley, no explotables económicamente por otros métodos.

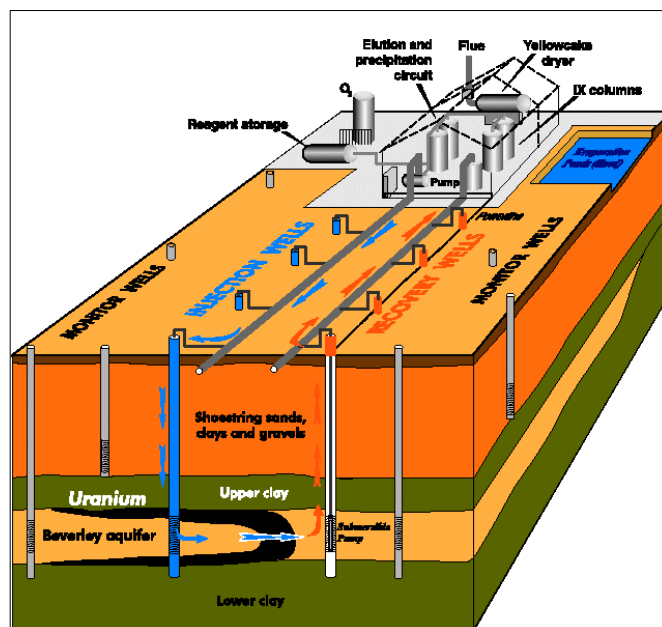


Figura 3. Lixiviación in situ

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

2.4.2 Lixiviación en botadero (*Dump Leaching*)

La lixiviación en botaderos consiste en el tratamiento de minerales de baja ley, bajo el orden de corte económico para la planta principal, conocido como estéril mineralizado o marginal.

Estos marginales se acumulan normalmente en cañones o quebradas cercanas a la mina. Alcanzan alturas de 100 metros o más y el sustrato basal no siempre es el más adecuado para recoger soluciones, sin embargo se le aplica solución en la parte superior y colectándose en un piscinas de intersección en la roca impermeable más próxima.



Figura 4. Lixiviación en botaderos

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

2.4.3 Lixiviación en bateas (Vat Leaching)

Esta técnica consiste en contactar un lecho de mineral con una solución acuosa que percola e inunda la batea o estanque.

Los minerales a tratar por este método deben presentar contenidos metálicos altos o muy altos, debiendo ser posible lixiviar el mineral en un período razonable (3 a 14 días) y en trozos de tamaño medio con tonelajes suficientes de mineral percolable en el yacimiento que permitan amortizar la mayor inversión inicial que requiere este tipo de proceso.



Figura 5.Lixiviación en bateas

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

2.4.4 Lixiviación en pilas (*Heap Leaching*)

Para determinar la factibilidad de la aplicación de la lixiviación en pilas a un mineral particular se deben realizar pruebas a escala de laboratorio y piloto. Usualmente se recomiendan tres tests:

- a) **Pruebas de agitación**, con muestras de hasta 500 g de mineral finamente molido, los que indican la máxima recuperación posible y el consumo aproximado de reactivos (pruebas de botella).
- b) **Pruebas en columna de laboratorio**, con muestras de 50 a 500 kg de mineral, que permiten determinar efectos de granulometría y una mejor aproximación a los valores reales de recuperación y consumo de reactivos.
- c) **Prueba a nivel piloto con algunas toneladas de mineral**, permite controlar los parámetros metalúrgicos y establecer además la compactación y porosidad de la pila. Con lo anterior, es posible determinar la aplicabilidad del método, tanto en términos técnicos como económicos.

Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada para proceder a su riego con la solución lixiviante. Tras percolar a través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos (solución rica o PLS) que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral (sal o metal).

Se denomina cancha de lixiviación a la superficie de apoyo de la pila donde se coloca la impermeabilización.

Pilas dinámicas

Es cuando la cancha es recuperada para reutilizarla con un nuevo mineral.

Pilas estáticas o permanentes

Si el terreno no es recuperado y, por lo tanto, el mineral agotado queda en el depósito como nueva base para otra pila.



Figura 6. Pilas dinámicas de lixiviación

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

Factores a tener en cuenta en el diseño de las pilas

- La calidad del patio o base de apoyo (impermeable)
- Las facilidades de riego y recolección o drenaje del efluente
- La estabilidad de la pila seca y saturada en agua
- Los tanques (piscinas) de soluciones ricas y pobres
- La forma de apilamiento (compactación, homogeneidad,...)

Preparación de la base de las pilas

Se necesita disponibilidad de amplias superficies de terreno relativamente llanas (menos de 10 % de pendiente).

La cancha debe ser considerada con su sistema de impermeabilización, para controlar las pérdidas de soluciones y evitar contaminaciones del medio ambiente.

Técnicas de apilamiento

El carguío por apiladores **autopropulsados** de bajo perfil de carga, para tonelajes de 5 000 a 10 000 TM/d.

Para tonelajes mayores, 17 500 TM/d, se ha adoptado el sistema de **correas cortas y móviles** que se articulan flexiblemente en secuencia para transportar el mineral desde el aglomerador hasta el apilador móvil que construye la pila.



Figura 7. Carguío por apiladores autopropulsados

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia



Figura 8. Carguío por sistema de correas cortas y móviles

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

Para tonelajes aún mayores a 125 000 TM/día, se implementaron otros tipos de equipos (**apiladores sobre orugas**).



Figura 9. Carguío por apiladores sobre orugas

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

La altura de la pila fluctúa entre 2,5 m para sistemas de **camión y cargador frontal**. Hasta 10 m de altura de pila para apiladores.

Riego de la pila

El riego de las pilas se puede realizar fundamentalmente por 3 procedimientos:

- **Aspersión**

Su es aplicado cuando se cuenta con abundante agua y las condiciones climáticas lo permitan tales como vientos, temperatura entre otros parámetros de control.

- **Goteo**

En caso de escasez de líquidos y bajas temperaturas.

- **Aspersión - Goteo**

Si las condiciones climáticas y de operación lo permite se puede utilizar la aspersión y goteo en forma combinada.

En la industria, se utiliza generalmente una tasa de riego del orden de 10 - 20 l/h.m². El riego tiene que ser homogéneo.



Figura 10.Aspersores y goteo

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

Descarga de pilas agotadas en cobre

Las pilas representan uno de los mayores problemas en los residuos sólidos peligrosos, ya que contienen metales

pesados y si van al vertedero, esos metales pesados acaban ingresando al medio ambiente.



Figura 11. Equipo de descarga de ripios

Fuente: Ipinza Abarca, Jorge. Hidrometalurgia

2.4.5 Lixiviación por agitación

La lixiviación por agitación requiere que el mineral esté finamente molido, aumentando el área expuesta. La agitación disminuye el espesor de la capa límite y maximiza el área de la interfase gas-líquido. Se utiliza preferentemente para minerales no porosos o que produzcan muchos finos y especialmente en la disolución de especies que requieren drásticas condiciones de operación.

Se aplica a minerales de leyes altas, que justifican la molienda, o bien a concentrados o calcinas de tostación, que por sus menores volúmenes permiten justificar el gasto de una agitación, a cambio de una mayor recuperación y de un menor tiempo de proceso. Durante la agitación se logra tres objetivos:

- a) Dispersar los sólidos en una emulsión, formando una suspensión homogénea
- b) Dispersar burbujas de gas en la solución
- c) Acelerar velocidades de disolución, incrementando la transferencia de masa

La agitación puede realizarse por medios mecánicos o usando con aire, sistema de *air-lift*, en reactores conocidos como pachucas. En Nchanga, Zambia, se lixivian en pachucas los antiguos relaves de flotación, mezclados con relaves frescos, dado que tienen buena ley y se encuentran molidos, recuperando cobre y cobalto. Lo mismo ocurre para el oro, donde se usan tanques pachucas para lixiviar con cianuro el oro remanente en los relaves de la flotación principal de cobre-oro.

Ventajas de la lixiviación por agitación:

- Se obtienen mayores recuperaciones
- La cinética de extracción es más rápida
- Es posible una gran automatización
- Se minimiza problemas de finos

Desventajas de la lixiviación por agitación:

- Altos costos de inversión y operación
- Requiere molienda clasificación y separación sólido-líquido

2.4.6 Lixiviación a presión

Cuando se exceden las condiciones de temperatura y/o presión ambientales, el reactor se conoce con el nombre de autoclave. Son reactores caros tanto en su inversión como en su operación, pero se justifican cuando se logra disminuir los tiempos de tratamiento en forma considerable. Normalmente, las autoclaves están conformadas por varios compartimentos, cada uno provisto de un agitador, la pulpa

se inyecta a presión, junto con vapor para proporcionar la temperatura, hasta que las propias reacciones, exotérmicas generan la suficiente energía para mantener el calor del sistema, siendo lo más frecuente tener que enfriar a través de serpentines.

Lo normal es que en ambientes ácidos los reactores de agitación, sean o no a presión, se protejan interiormente con algún tipo de recubrimiento, siendo muy frecuentes las cerámicas y ladrillos antiácidos, particularmente al emplear cloro en las soluciones.

En los reactores de agitación usados para la lixiviación de óxidos de cobre de alta ley, el material de construcción preferido era la madera. En lixivitaciones alcalinas, los aceros corrientes son suficientes. Los autoclaves son usados frecuentemente para el tratamiento de los concentrados más refractarios como los de piritas auríferas y los de calcopirita, que pueden requerir temperaturas superiores a las del ambiente y presiones de oxígeno también superiores a una

atmósfera, manteniendo solamente el requisito de desarrollarse en un medio acuoso.

Asimismo, la lixiviación bacteriana de concentrados tanto de piritas auríferas (sistema BIOX) como de sulfuros de cobre (sistema BacTech, y BioCop) se realiza en bio-reactores mecánicos con temperatura, nutrientes y condiciones de operación controladas. De igual manera, el proceso de lixiviación amoniacal de calcosina a covelina de Escondida, en la planta de Coloso, se realizaba en un reactor agitado de tipo mecánico, con temperatura levemente por debajo de la de ebullición y leve sobre presión de oxígeno. Todos estos procesos, en general, se caracterizan por tener altas recuperaciones, en tiempos relativamente breves (>75 % y hasta 90 %, en menos de 24 horas) y por ser intensivos en el uso de capital y con altos costos de operación.

2.4.7 Selección de un método de lixiviación

Los distintos métodos de lixiviación que se han revisado hasta aquí, presentan condiciones operacionales, y

de inversión que hacen que su aplicación sea muy diversa, adaptándose así a diferentes condiciones y/o exigencias externas de gran variabilidad. Cada caso, con sus condiciones particulares, requiere de un análisis técnico-económico propio para la selección del método que mejor se le acomode.

En la tabla II, se presenta una comparación resumida de los parámetros de operación aplicados a algunos de estos métodos, asumiendo el caso específico de los minerales de cobre. Sin embargo, un comentario respecto de los principales parámetros de proceso que determinan esas características operacionales, sería como sigue:

a) Tamaño de partícula: en este caso se tiene un amplio rango de variación, dependiendo del método de lixiviación que se aplique:

- **Botaderos:** tal como sale de la mina, *run of mine* ROM, con un tamaño máximo de orden de 40 cm.

- **Pilas:** chancado, desde secundario a 100 % -5,08 mm, hasta terciario a 100 % -0,635 mm, según la porosidad de la roca.
- **Bateas:** chancado, normalmente terciario, entre -1905 mm y -0635 mm Agitación: molienda húmeda, desde - malla 65 a -malla 200, similar al producto de una flotación.

b) Aglomeración y curado: esta etapa ha pasado a ser un nuevo estándar en la aplicación de proyectos de lixiviación en pilas, y también lo es en las aplicaciones de botaderos y las existentes de bateas. Lo que normalmente se varía son las dosificaciones de agua y de ácido, dependiendo del tipo de minerales que se traten. Así, en el caso de minerales de cobre oxidados, cerca del 70 a 90 % del ácido consumido en la planta se agrega durante el curado. En el caso de los minerales sulfurados, las cantidades de ácido son menores, no superando los 5 a 10 kg/t, que constituye casi el 100 % del consumo global del proceso. En las lixivitaciones de botaderos, el curado se efectúa, en realidad más bien, como un pre-acondicionamiento, empapando el mineral

al inicio con soluciones concentradas en ácido de unos 100-200 g/l y dejándolo reposara continuación. Para minerales sulfurados y mixtos, se ha visto la conveniencia de incluir en el curado entre 5 y 15 g/l de ion férrico.

c) Altura del lecho de mineral: está determinada por la permeabilidad (líquida, en el caso de los oxidados, y también gaseosa, en el caso de los sulfuros, debido a la necesidad de la presencia de oxígeno) del mineral, la ley de cabeza, el residual de ácido en las soluciones que alcanzan las capas inferiores de la pila y la cinética global de extracción. La presencia de arcillas, exceso de finos, y la formación de precipitados (por hidrólisis, por ejemplo) pueden disminuir la permeabilidad, resultando en canalizaciones de flujo preferencial y eventual acumulación de soluciones en la superficie, restringiendo el acceso uniforme de aire y de ácido. Las reacciones consumidoras de oxígeno (lixiviación de sulfuros) se ven afectadas inmediatamente por estas anomalías en la permeabilidad. En general, la tendencia es no superar los 8 metros, por cada nueva capa, incluso en las

lixiviaciones de botadero, donde se ha comprobado el beneficio que presentan las capas más delgadas.

d) Flujo específico de soluciones: las tasas de riego varían entre 5 y 30 l/h/m², dependiendo del tipo de lixiviación, tamaño de partícula y altura de la pila. Generalmente se optimiza la combinación flujo específico, altura de pila, de forma de no diluir demasiado las soluciones ricas que van a recuperación. Esto puede también mejorarse sustancialmente usando dos o varias pasadas de las soluciones a través del mineral, en contracorriente, para lo cual deben ser recolectadas por separado en forma de soluciones intermedias. Un caso especial lo constituye la lixiviación en bateas, donde el flujo es ascendente o descendente y muy superior al rango indicado: hasta 300 l/h/m².

e) Ciclo de lixiviación: También se presentan numerosas situaciones, ya que para minerales oxidados en pilas se usan entre 30 y 60 días, pero si es en botadero lo habitual es que se extiendan por un año o más. En cambio, para minerales sulfurados depende más aún de

la granulometría y de la mineralogía: para lixiviación en pilas, con material secundario chancado, se requieren entre 6 y 9 meses, en cambio, en un botadero (*run of mine* o chancado primario), pueden necesitarse varios años, y si hay calcopirita pueden ser hasta 10 años. En tanto, en bateas los ciclos son de 5 a 12 días. Para lixiviación agitada de óxidos se usan menos de 24 horas, y si se trata de sulfurados (por ejemplo, concentrados) se necesitan unos 6 a 9 días, dependiendo mucho de las condiciones de presión y temperatura.

- f) **Consumo de ácido:** el consumo depende del tipo de mineral y de la ganga. Los oxidados tienden a reaccionar mucho más rápido con el ácido y, dependiendo del tipo de ganga, este también sigue, en general, el mismo patrón. Es decir, para minerales oxidados, normalmente se tiene también una ganga más reactiva y el consumo suele alcanzar entre 20 y 60 kg/t. En el caso de los sulfuros, hay que tener presente que parte del ácido se regenera por causa de la oxidación del azufre catalizada por bacterias y si hay excesos de piritas, puede incluso existir el problema de acumulación de ácido en el

sistema. Sin embargo, es habitual tener valores netos de consumo entre 5 y 10 kg/t para los minerales sulfurados.

g) Extracción de cobre: es función de la ley del mineral y del método de lixiviación usado. Así, es habitual tener las recuperaciones que siguen:

- Botaderos: entre 40 y 60 %, según el contenido de sulfuros y la ley.
- Pilas: para oxidados puede llegar a 80 y 85 %, para sulfuros alrededor de 80 %, si no hay excesiva calcopirita.
- Bateas: entre 70 y 85 %, excluyendo los sulfuros.
- Agitación: entre 80 y 95 %, de nuevo en función del contenido de sulfuros.

h) Consumo de agua: es normalmente bajo y, en el caso de la lixiviación en pilas o en botaderos, corresponde a la humedad residual de los ripios que se dejan de regar al término de la lixiviación y a las pérdidas por evaporación y arrastre físico por el viento. Lo habitual es que se requiera menos de medio metro cúbico de agua por tonelada de mineral tratado. En los casos de escasez de

agua, se prefiere usar goteros (incluso enterrados) y esta cifra puede bajar a cerca de la mitad.

Tabla II. Comparación de los distintos métodos de lixiviación

Rangos de Aplicación	Métodos Alternativos de Lixiviación			
	En Botaderos	En Pilas	Por Percolación	Por Agitación
Ley de los Minerales	Muy bajas leyes	Leyes bajas a medias	Leyes medias a altas	Leyes altas
Tonelaje Tratado ton/día	Grandes tonelajes	Grande a pequeño	está limitado, por instalaciones existentes	Limitado por molienda
Inversiones de Capital	menores	medianas	media a alta	más bien altas
Granulometría	ROM, como sale de la mina	Chancado hasta muy fino	Chancado medio a fino	molienda fina en húmedo
Recuperaciones	40 a 60%	70 a 85%	70 a 85%	80 a 95%
Tiempos de Trat.	de 1 a varios años	1 a varios meses	de 1 a 2 semanas	de 6 a 24 horas
Calidad de Soluciones	diluidas (1 a 2 g/l)	diluidas a medias (2 a 7g/l)	concentradas (10 a 20 g/l)	medianas(5 a 15 g/l)
Problemas Principales en su Aplicación	recuperación incompleta	recuperación es función del tipo de mineralogía	bloqueo por finos/arcillas	molienda es cara
	reprecipitación Fe y Cu	requiere de grandes áreas	mayor inversión inicial	lavado o filtrado en contracorriente
	canalizaciones	canalizaciones		
	pérdidas por infiltración	evaporación puede ser alta	necesidad de control permanente	inversión es alta
	soluciones son diluidas		personal entrenado	suele requerir más agua
				control sofisticado: proceso es rápido

Fuente: Casas J. Modelación de Procesos de (Bio) Lixiviación de Minerales de Cobre en Pilas y Botaderos

CAPÍTULO III

TRATAMIENTO DE LA SOLUCIÓN DE LIXIVIACIÓN

3.1 CEMENTACIÓN

La cementación es la precipitación de un metal desde una solución acuosa, que se produce por efecto de la presencia de otro metal. En este proceso el metal precipitado usualmente se deposita o "cementa" sobre el metal añadido.

En general, mientras mayor sea el potencial de celda de la reacción de cementación, mayor será la tendencia a precipitar impurezas, ya que estas se encontrarán comprendidas con mayor probabilidad, en cierto rango de potenciales, por lo que se verán favorecidas para precipitar en conjunto.

En el caso de la cementación de cobre mediante fierro, junto al cobre se precipitan el plomo, estaño, níquel y cobalto que se encuentran presentes en solución, contaminando el producto. De

igual modo, cualquier impureza insoluble presente en el fierro, como los carburos, también contaminará el producto.

La cementación en fase líquida presenta las siguientes ventajas:

- La reacción se produce con gran rapidez
- El precipitado puede separarse con facilidad sin contaminación
- Se puede reciclar la solución gastada final y proceder a devolverla a su estado reducido anterior con algún otro proceso sencillo
- Presenta una gran economía de espacio y de costos de operación

Cementación de cobre con chatarra de fierro

La cementación del cobre con chatarra es una técnica muy utilizada en la industria minera de mediana y pequeña escala para recuperar el metal que se encuentra en las soluciones acuosas ricas provenientes de la lixiviación.

La implementación de procesos de sedimentación requiere

una inversión menor a la requerida para las plantas tradicionales de extracción por solvente (SX) - electroobtención (EW). No obstante, el uso de SX-EW es en la actualidad una operación muy utilizada, fundamentalmente porque no requiere de un proceso de fundición de cementos.

Una vez obtenidas las soluciones de lixiviación ricas en cobre, estas son sometidas al proceso de cementación con hierro haciendo uso de las técnicas y alternativas que se indican a continuación.

Técnicas:

a) Precipitación con bateas o canaletas gravitacionales

Este es el sistema más antiguo para la cementación de cobre y se basa en el uso de recipientes o bateas hechas de hormigón con fondo de madera. La base de estas bateas tiene una pendiente de 2 %, lo que permite el escurrimiento de las soluciones desde una punta hacia la otra.

En cada una de las bateas se adiciona permanentemente

chatarra de hierro, y desde el extremo de mayor altura, se alimentan en forma continua las soluciones ricas en cobre.

De esta forma y por efecto de la pendiente de la batea, las soluciones escurren hacia el extremo de menor altura, manteniendo un contacto permanente con la chatarra, logrando que se produzca la cementación.

Cabe recordar que por efectos de eficiencia del sistema, se requiere un flujo continuo y una velocidad de escurrimiento suficiente para que el consumo de chatarra no aumente, ya que a mayor tiempo de cementación, aumenta considerablemente los requerimientos de chatarra.

La recuperación de cobre mediante este sistema alcanza alrededor de un 80–85 %, obteniéndose un producto bastante sucio, debido a la contaminación con chatarra.

b) Precipitación con equipos rotatorios discontinuos

Estos equipos fueron desarrollados en Alemania, en la

década del 60, y se les conoce como "*fall-trommels*". En Chile, fueron utilizados en la mina La Cascada entre los años 1972-2000 y en Mantos Blancos desde 1991 a 1996.

Cada reactor de estos equipos está formado por una botella de acero cilíndrica, cerrada y con un extremo semiesférico. Su capacidad alcanza a los 33 metros cúbicos y tiene un eje inclinado a unos 25 grados por encima de la horizontal. A su vez, el reactor cuenta con los mecanismos necesarios para rotar lentamente sobre el eje a unas 0,3 rpm, similar a la rotación que mantienen los camiones que transportan cemento.

La gran ventaja de estos reactores en relación al uso de las bateas, es que logran mantener la chatarra en movimiento permanente, con lo que el cobre depositado se despega continuamente, generando nuevas superficies de precipitación y pudiendo así alcanzar grandes rendimientos.

c) Precipitación con equipos rotatorios continuos

A partir de los diseños originales de los alemanes, en los

años 60 se desarrolló en Chile una serie de reactores cilíndricos, pero horizontales, de diversas dimensiones, inicialmente hechos de madera y con sistemas de movimiento similares a los de un molino de bolas, que giran sobre su eje a una frecuencia muy baja, correspondiente a una vuelta por cada 3 a 5 minutos.

En su interior, los cilindros presentan un sistema de protección basado en tacos de madera de fibra larga, similar a la del eucaliptus, colocados uno al lado del otro, con el sentido de la fibra orientada hacia el interior del reactor.

Al humedecerse, la madera se hincha, generando un sello perfecto para el líquido contenido. En el manto del cilindro se ubica una compuerta para efectuar el relleno de chatarra cada vez que se inicia un nuevo turno.

3.2 CRISTALIZACIÓN

La producción de cristales de sulfato de cobre es una tecnología conocida y sencilla a partir de minerales oxidados y de soluciones ácidas de agua de mina, para que el sulfato de cobre

alcance las características de la norma técnica respectiva, usualmente se hace mediante purificación y concentración de las soluciones de lixiviación mediante: extracción y reextracción con solventes orgánicos, como es de conocimiento general, esta tecnología es costosa y solo está al alcance de la gran minería.

El proceso de producción de sulfato de cobre tiene el siguiente esquema: lixiviación del mineral oxidado, precipitación del cobre de la solución, seguida de lixiviación en caliente del cemento de cobre, separación sólido/líquido y cristalización directa; evitando el costoso proceso de intercambio iónico, en esta secuencia, durante la cementación, se eliminan, en la solución pobre que retorna al circuito de lixiviación, los iones férrico, aluminio y cloro. El sulfato de cobre pentahidratado producido es de muy buena calidad y con impurezas mínimas, comparables al proceso de extracción con solventes orgánicos.

3.3 EXTRACCIÓN POR SOLVENTES

El proceso de extracción por solvente, conocido en la hidrometalurgia también como SX (*Solvent Extracction*) es una

etapa perteneciente al proceso productivo de minerales oxidados que consiste en la extracción selectiva del metal deseado contenido en las soluciones de lixiviación mediante un solvente orgánico, para luego transferirlo a una solución de sulfato del metal pura y concentrada, denominada electrolito rico. Este proceso consta de dos etapas, la extracción y la reextracción o *stripping* o descarga.

Etapas y mecanismos

La extracción por solventes es un proceso de purificación y concentración de soluciones basada en la separación del elemento de interés, por ejemplo, cobre, desde las soluciones de lixiviación. Este proceso tiene tres componentes básicos: soluto a extraer, solvente acuoso y extractante orgánico.

La SX se basa en la reacción reversible de intercambio iónico que tiene lugar en dos fases inmiscibles, la fase orgánica que corresponde al reactivo extractante disuelto en un diluyente orgánico, y la fase acuosa que corresponde a la solución. Se mezcla la fase acuosa con el reactivo orgánico o fase acuosa,

produciéndose la transferencia del ion de interés desde la fase acuosa hasta la fase orgánica. Planta de extracción por solventes.

En el proceso global de la extracción, se distinguen tres momentos fundamentales:

- El líquido extractante se agrega a la solución primaria y se conecta con el ion metálico, el cual queda formando parte del extractante.
- El complejo extractante-ion metálico es separado de la solución y llevado a una solución secundaria pobre en el ion metálico (bajo contenido de este).
- En la solución secundaria se produce la descarga o reextracción; es decir, el elemento de interés es devuelto nuevamente a una solución acuosa, pero exenta de impurezas.

Etapas de extracción

La solución impura proveniente de la lixiviación en fase acuosa, rica en iones metálicos y de baja acidez (entre 1,4 y 1,9 g/l), se mezcla con la fase orgánica de bajo contenido de iones metálicos llamada "orgánico descargado". Es en esta mezcla,

cuando ocurre la transferencia de la especie metálica disuelta en la fase acuosa, la que se desplaza, asociándose químicamente con el reactivo extractante en la fase orgánica, generando una fase orgánica cargada con la especie metálica de interés y una solución acuosa descargada o refino.

Etapa de reextracción o *stripping*

Esta etapa consiste en la recuperación de la especie metálica de interés desde la fase orgánica, con la regeneración simultánea de las capacidades extractivas de esta etapa, lo que permite ser usada nuevamente en otra extracción.

De la etapa de reextracción se obtiene, por un lado, una solución de orgánico descargado sin el metal de interés que es recirculado a la etapa de extracción, y por otro lado, una solución rica en el metal deseado, de baja acidez, la cual es enviada a la siguiente etapa del proceso de extracción de minerales oxidados, la electroobtención (EW).

Este proceso se aplica principalmente para minerales oxidados de cobre, pero también se puede utilizar para recuperar

oro, plata, uranio, vanadio, molibdeno, zirconio, tungsteno, renio, cadmio, germanio, berilio, boro y tierras raras.

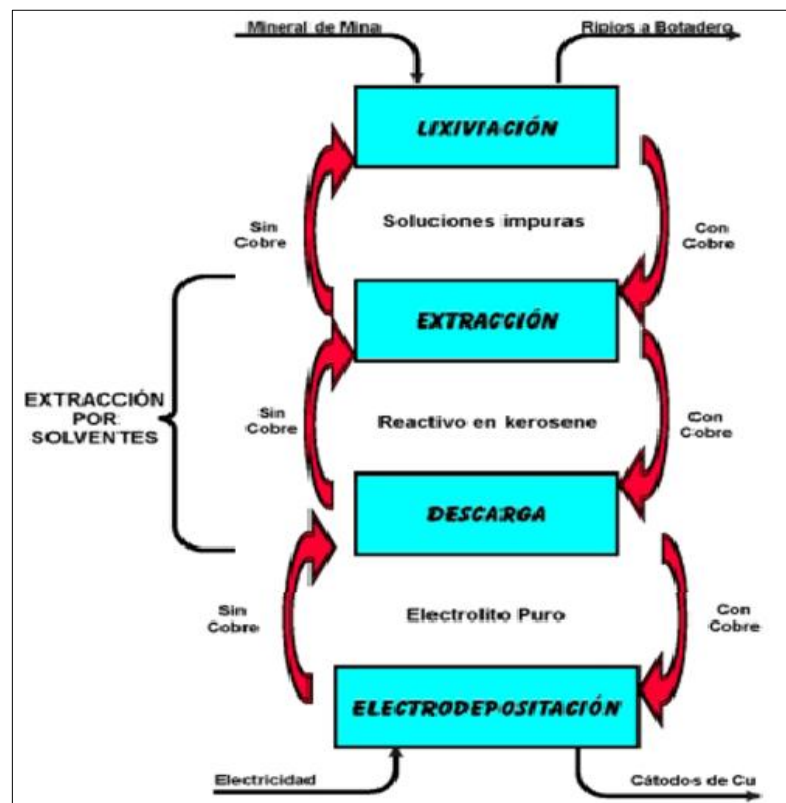


Figura 11. Diagrama de lixiviación -SX - EW del cobre

Fuente: Ipinza Abarca J. Hidrometalurgia

3.4 ELECTRODEPOSICIÓN

La electrodeposición, es un proceso electroquímico de extracción de cobre de una solución llamada electrolito donde

los cationes metálicos contenidos en una solución acuosa se depositan en una plancha de acero inoxidable denominado cátodo.

La electrodeposición se utiliza principalmente para conferir una capa, con una propiedad deseada a una superficie, que de otro modo carece de esa propiedad. Su funcionamiento es el antagónico al de una celda galvánica, que utiliza una reacción redox para obtener una corriente eléctrica. La pieza que se desea recubrir se sitúa en el cátodo del circuito, mientras que el ánodo es del metal con el que se desea recubrir la pieza. El metal del ánodo se va consumiendo, reponiendo el depositado. En otros procesos de electrodeposición donde se emplea un ánodo no consumible, como los de plomo o grafito, los iones del metal se depositan periódicamente en el baño a medida que se extrae de la solución.

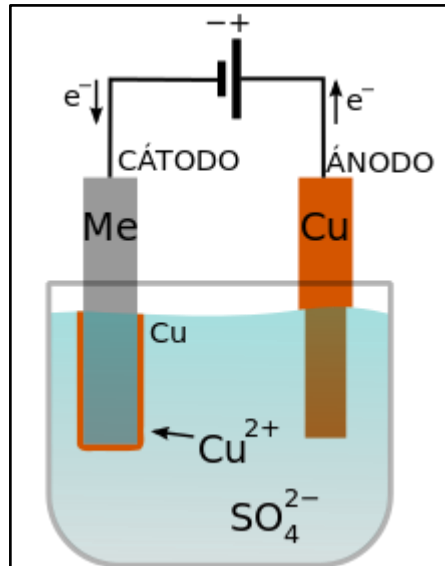


Figura 12. Electrodeposición sobre un metal de cobre en un baño de sulfato de cobre

Fuente: Wikipedia. Electrodeposición. La Enciclopedia libre

CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA EXPERIMENTAL

Todas las pruebas experimentales en columnas, se han realizado en el Laboratorio de Metalurgia de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica, Facultad de Ingeniería de la Universidad Nacional Jorge Basadre Grohmann, donde se habilitó las botellas y columnas para la lixiviación. Con respecto a los análisis químicos de cobre en solución y mineral se realizaron en el Laboratorio Analítico del Sur -Arequipa.

4.1 CARACTERIZACIÓN DEL MINERAL

La ganga, está compuesta por los siguientes componentes: Calcita (CaO.SiO_2), cuarzo (SiO_2), hematita (Fe_2O_3), limonita (óxido fierro e hidróxido), un mínimo contenido de caolín.

El contenido de Fe (fierro) y el carbonato es muy importante en el tratamiento de procesamiento de estos minerales, el fierro

consume parte del ácido, asimismo, los carbonatos significa que el mineral tiene caliza que también consume ácido, la crisocola tiene contenido de sílice y óxido decobre hidratado, la sílice es inerte o sea ganga (material inerte inservible). De acuerdo a la mineralogía de la muestra existen presencia de silicio su presencia es como cuarzo que es una roca dura de alta resistencia, difícil de reducir de tamaño, y gastan mayor energía en reducción de tamaño. Obviamente otros factores que son necesarios investigar en esta muestra para obtener mejores resultados en la obtención del producto deseado, esto depende de la reserva de cada prospecto. La identificación de la mineralogía del mineral lo realizo el geólogo de prestigio de nuestra universidad en forma cualitativa.

Tabla III. Compuesto del mineral oxidado de cobre

ZONA MINERALIZADA	ESPECIE MINERALIZADA	COMPOSICION MAS FRECUENTE
Zona oxidada de valor económico	Crisocola Malaquita Cuprita	$\text{CuSiO}_3 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$
Otras compuestos que acompañan el mineral.	Hemetita	Fe_2O_3
	Limonita	$\text{Fe}_2\text{O}_3 \cdot n\text{H}_2\text{O}$
	Fluorita	CaF_2
	Calcita	CaCO_3
	Sílice	SiO_2

Fuente: Datos Laboratorio de Mineralogía de la FAIN.

El mineral oxidado de cobre del presente trabajo tiene una ley promedio del 2,48 % de cobre y presenta principalmente el cobre en forma de crisocola, malaquita y cuprita.

4.2 EQUIPOS Y MATERIALES

Equipos:

- Agitador, con velocidad de agitación controlada, con sus accesorios recipiente
- Chancadora de quijadas
- Molino de bolas capacidad para 2 kilogramos de muestra
- Columnas de lixiviación
- Juego de tamices para medir la granulometría o tamaño de partícula
- Mortero para molienda fina para muestras menores de 500 gramos
- Balanza analítica
- Equipo de absorción atómica (laboratorio de química)
- Filtrador al vacío
- Vasos de precipitación de 50 ml ,100 ml, 200ml, 500 ml

- Probetas para medir líquidos
- Fiolas aforadas
- Vasos Erlenmeyer
- Micro probetas

4.3 REACTIVOS

- Muestra de mineral
- Ácido sulfúrico
- Carbonato de sodio
- Indicador naranja de metilo
- Ioduro de potasio
- Ácido nítrico
- Ácido clorhídrico
- Clorato de potasio
- Tiosulfato de sodio
- Papel filtro
- Plásticos impermeable
- Envases de 12 litros con regulador de flujo de salida
- Probeta de 10ml, 50 ml y 1000 ml
- Varios envases para la recepción de la solución

4.4 PROPIEDADES FÍSICO-QUÍMICOS

De los 150 kilos de mineral oxidado de cobre traídos de la mina “El Nuevo Sureño” de Ilo al laboratorio, se cuarteó y se seleccionó la cantidad de muestra necesaria para las pruebas físicas, químicas, análisis granulométrico y pruebas experimentales.

4.4.1 Propiedades físicas

Luego de haber obtenido las cantidades necesarias de mineral oxidado de cobre para realizar pruebas físicas, se obtuvo las propiedades adecuadas tal como se especifica en la tabla IV.

Tabla IV. Propiedades físicas del mineral menos mallas 1,5875 mm (5/8"); 1,27 mm (1/2"); 0,635 mm (1/4") para cada columna

Parámetros \ Malla	Malla 5/8"	Malla 1/2"	Malla 1/4"
Peso (kg)	20	20	20
Densidad real (g/ml)	2,45	2,45	2,45
Densidad aparente (g/ml)	1,36	1,57	1,66
Angulo de reposo (°)	26,95	29,62	21,85
Humedad (%)	2,2	2,2	2,2

Fuente: Datos Laboratorio ESME-FAIN

4.4.2 Propiedades químicas

Se preparó muestras para el análisis químico pasando la muestra por chancado, molienda y pulverizado, obteniendo los siguientes resultados (tabla V).

Tabla V. Análisis químico del mineral oxidado de cobre

Elementos	Cu	Fe
Porcentaje	%	%
Cantidad	2,48	1,2

Fuente: Análisis químico AAS - L.A.S. E.I.R.L.

4.5 ANÁLISIS GRANULOMÉTRICO

Se consideró mineral de cabeza, tal como se trajo de la mina para hacer el análisis granulométrico. Asimismo, se realizó análisis granulométrico al mineral que pasó el 100 % malla 1,5875 mm (5/8"); 1,27 mm (1/2"); 0,635 mm (1/4"), (tablas VI, VII, VIII y IX).

Tabla VI. Análisis granulométrico del mineral de cabeza

Serie ASTM	Apertura	Peso (g)	% Ind	% Acum	% Pass
m 8	2378	232,7471	78,91	78,91	21,09
m 10	2000	5,39	1,83	80,74	19,26
m 20	841	15,73	5,33	86,07	13,93
m 35	500	6,67	2,26	88,33	11,67
m 50	297	6,23	2,11	90,45	9,55
m 100	149	8,96	3,04	93,48	6,52
m 200	74	6,13	2,08	95,56	4,44
- m 200		13,09	4,44	100,00	0,00
		294,9471			

Fuente: Análisis Laboratorio ESME

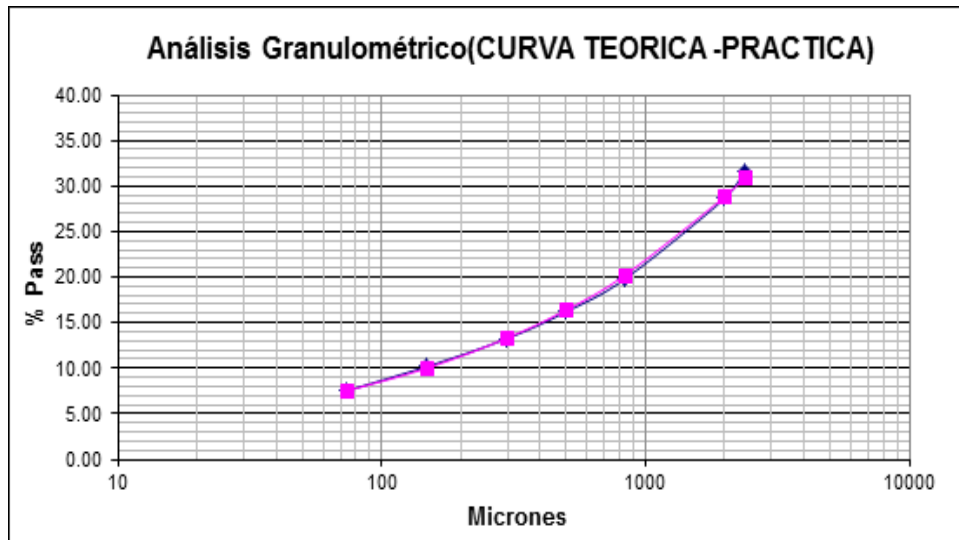


Figura 13. Análisis granulométrico (curva teórica-práctica)

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

**Tabla VII. Análisis granulométrico 100 % menos malla 1,5875 mm
(5/8")**

Serie ASTM	Apertura	Peso (g)	% Ind	% Acum	% Pass
m 8	2378	233,22	78,72	78,72	21,28
m 10	2000	4,94	1,67	80,39	19,61
m 20	841	14,67	4,95	85,34	14,66
m 35	500	5,79	1,95	87,30	12,70
m 50	297	4,7	1,59	88,88	11,12
m 100	149	5,86	1,98	90,86	9,14
m 200	74	5,98	2,02	92,88	7,12
- m 200		21,096	7,12	100,00	0,00
		296,256			

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

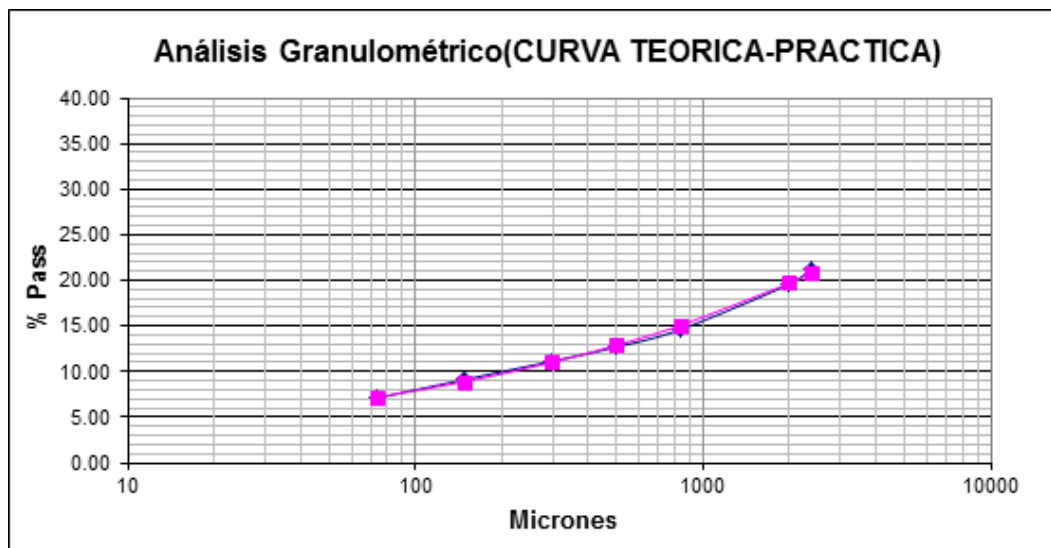


Figura 14. Análisis granulométrico (curva teórica-práctica)

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

Tabla VIII. Análisis granulométrico 100 % menos malla 1,27 mm (½")

Serie ASTM	Apertura	Peso (g)	% Ind	% Acum	% Pass
m 8	2378	203,99	68,29	68,29	31,71
m 10	2000	9,12	3,05	71,35	28,65
m 20	841	26,3	8,80	80,15	19,85
m 35	500	10,93	3,66	83,81	16,19
m 50	297	8,87	2,97	86,78	13,22
m 100	149	9,07	3,04	89,82	10,18
m 200	74	7,89	2,64	92,46	7,54
- m 200		22,53	7,54	100,00	0,00
		298,7			

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

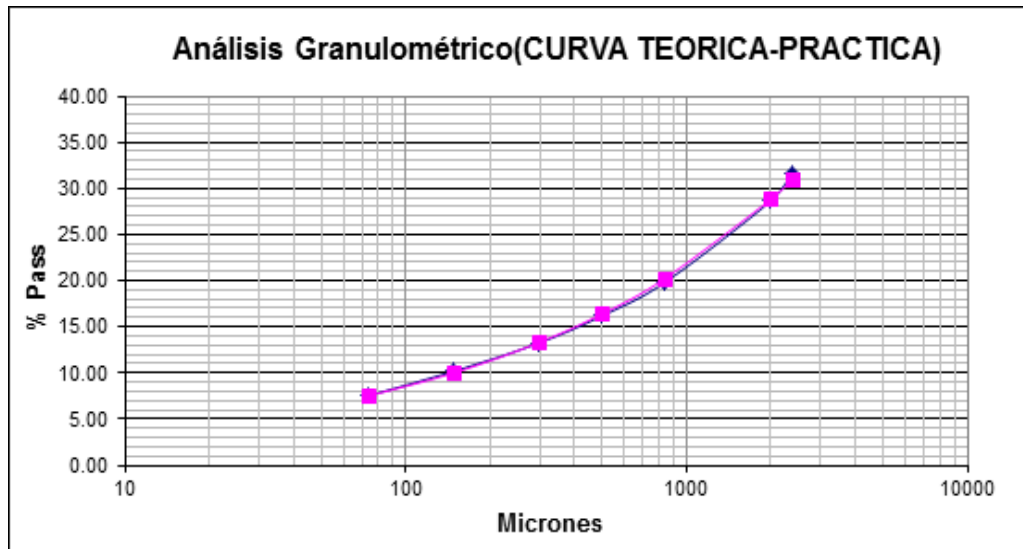


Figura 15. Análisis granulométrico (curva teórica-práctica)

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

Tabla IX. Análisis granulométrico 100 % menos malla 0,635 mm (1/4")

Serie					
ASTM	Apertura	Peso (g)	% Ind	% Acum	% Pass
m 8	2378	67,95	23,13	23,13	76,87
m 10	2000	12,63	4,30	27,43	72,57
m 20	841	48,38	16,47	43,90	56,10
m 35	500	28,21	9,60	53,50	46,50
m 50	297	23,54	8,01	61,52	38,48
m 100	149	27,32	9,30	70,82	29,18
m 200	74	24,22	8,24	79,06	20,94
- m 200		61,51	20,94	100,00	0,00
		293,76			

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

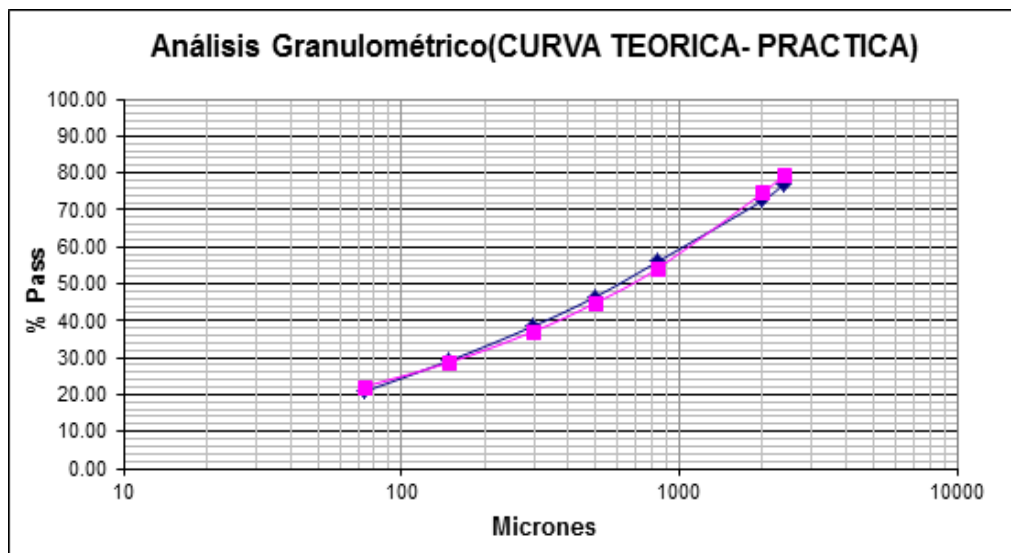


Figura 16. Análisis granulométrico (curva teórica-práctica)

Fuente: Análisis Laboratorio ESME.

4.6 PROCEDIMIENTO EXPERIMENTAL

En estas pruebas de lixiviación en columnas se consideró diferentes granulometrías.

Para este estudio, se ha planteado dos formas de trabajo, primeramente se realizó el consumo de ácido sulfúrico mediante la lixiviación en vaso y botella; posteriormente, las pruebas de lixiviación en columna, con el fin evaluarlos parámetros del proceso y la recuperación para cada granulometría 1,5875 mm (5/8"); 1,27 mm (1/2") y 0,635 mm (1/4").

4.6.1 Pruebas de lixiviación agitada

Procedimiento:

- Se toma una muestra de 20 g
- En un vaso de 400 o 500 ml preparar 300 ml de H_2SO_4 diluido al 5 %. Separar 15 ml para determinar el ácido libre en g/l (concentración de ácido inicial).

Preparación del H₂SO₄ al 5%

- En 15 ml de H₂SO₄(c), enrazar a 300 ml con H₂O destilada
- $15/300 = 0,05$
- Agregar la muestra en la solución ácida
- Agitar de 6 a 8 h
- Una vez terminada la agitación se filtra para obtener la solución lixiviada
- Realizar análisis químico para determinar el consumo de ácido y el cobre soluble de la solución lixiviada

4.6.2 Pruebas de lixiviación en botella

La prueba estándar de lixiviación, se realizó con cinco muestras de 100 gramos de mineral molido a 100 % bajo la malla #12 (ASTM) cada una, las que se lixiviaron en cinco botellas, con 0,3 litros de solución a una concentración de 47,8 g/l de ácido sulfúrico (cada botella de capacidad de un litro), considerando diferentes tiempos de lixiviación: 2, 4, 8, 16 y 24 horas, respectivamente. La agitación de las botellas se procedió por rotación sobre un rodillo.

Los resultados de la prueba estándar de lixiviación de minerales, serán contrastados con los resultados de la prueba estándar de lixiviación de minerales conocidos, lo que permitirá determinar su recuperación de cobre total y el consumo de ácido será el más adecuado.

Precauciones:

- Generales en el laboratorio
- Manipulación de ácido
- El laboratorio es muy largo, por lo cual, se necesita una buena coordinación entre los integrantes de cada grupo y el jefe de laboratorio.

Reactivos y material:

- Rodillos y 5 botellas de 1 l
- 1 de ácido sulfúrico 47,8 g/l
- Filtros a presión, plancha de calentamiento.

Desarrollo experimental:

Para la realización del laboratorio de lixiviación por agitación

sobre rodillo se siguen los siguientes pasos. Este procedimiento es similar para cada una de las 5 muestras en los distintos tiempos destinados para su lixiviación.

- Se agrega 100 g de mineral a una botella de aproximadamente 2,5 litros
- Se agrega a la misma botella 0,3 litros de solución ácida (preparado por el laboratorio, agua destilada a 47,8 g/l de H_2SO_4) y se tapa la botella.
- La botella con la solución de H_2SO_4 y el mineral se agita por 5 segundos, siendo ésta destapada con el propósito de evacuar los gases que salen, debido a las reacciones que en ella ocurren. Después de esto, se vuelve a tapar.
- La botella está puesta sobre los rodillos giratorios, que a su vez la hacen girar y por ende empieza una lixiviación por agitación.
- Se desconecta el sistema giratorio y tomando la botella se destapa para la evacuación de gases (Este procedimiento se lleva a efecto cada 15 minutos, por un lapso de tiempo de una hora).

- Este procedimiento es similar para las 5 muestras en las distintas botellas, teniendo que estar las muestra N° 1, 2, 3, 4 y 5 en agitación durante 2, 4, 6, 12, 24, horas respectivamente.
- Una vez que la muestra en contacto con el ácido (en la botella) ha cumplido con el tiempo destinado para la experiencia, es sacada del sistema.
- La botella es abierta y el contenido de esta (solución + muestra de mineral) es vaciado en un vaso de vidrio de 1 litro.
- Después de ser vaciado totalmente el contenido de la botella, se agita y se espera 5 minutos para su decantación.
- Se toma aprox. 100 ml de solución (después de la decantación del sólido) por medio de una pipeta y esta es llevada a filtración.
- La solución filtrada (aprox. 100 ml) se deposita en un recipiente de plástico (capacidad de 250 ml) y se lleva a análisis químico.
- La pulpa restante es llevada a un filtro de presión.

- A la solución filtrada es medido el volumen y se suma los 100 ml de la solución anteriormente sacada.
- Al queque se le agrega 1 litro de solución acidulada (pH +/- = 2,5) y se agita con el objetivo de lavar el sólido de la solución rica.
- Se repite 3 veces la operación de lavado (total 3 litros).
- Esta nueva pulpa es de nuevo filtrada en el filtro de presión.
- El ripio, que está húmedo después de la filtración, es puesto en un horno para su secado.
- El ripio ya seco es pesado.
- El ripio es pulverizado.
- Luego, se saca una muestra de 60 g por punteo.
- Los 60 g de muestra (100 % - 100# ASTM), son empaquetados y llevados a análisis químicos de ripio.

Tabla X. Lixiviación en botella

GRANULOMETRIA		-m 10 (100%)								
MINERAL POR BOTELLA		100 g								
LEY DEL MINERAL		2.48 %								
COBRE SOLUBLE										
VOLUMEN DE SOLUCION		0.3 l								
CONCENTRACION DE ACIDO		47.8 g/l								
PRUEBAS	TIEMPO (Horas)	COBRE EN	ACIDO	COBRE EN	ACIDO EN	COBRE EN	pH	CONSUMO	CONSUMO	RECUPERACION
		MINERAL (%)	SOL. LIXIVIANTE g/l	RIPIOS (%)	SOLUCION (g/l)	SOLUCION (g/l)		DE ACIDO (g/l)	DE ACIDO (kg/t)	DE COBRE (%)
	0	2.48	47.8						0	0.00
BOTELLA 1	2			0.581	22.80	8.85		25.00	75.00	76.57
BOTELLA 2	4			0.579	22.70	8.93		25.10	75.30	76.65
BOTELLA 3	6			0.530	21.10	9.78		26.70	80.10	78.63
BOTELLA 4	12			0.500	20.30	10.23		27.50	82.50	79.84
BOTELLA 5	24			0.415	19.30	10.80		28.50	85.50	83.27

Fuente: Laboratorio ESME

El consumo de ácido sulfúrico considerado es de 85,5 kilogramo/tonelada de mineral.

4.6.3 Pruebas de lixiviación en columna

En estas pruebas de lixiviación en columnas se consideró diferentes tamaños de granulometría; realizando la selección de mallas para cada tamaño designado, pasando el mineral de cabeza por cada malla seleccionada.

Luego de haber obtenido cantidad necesaria de mineral para cada columna se pesó, para luego tratar el mineral.

Desarrollo experimental

a. Aglomerado y curado

Para el curado se tomó en cuenta la cantidad de finos –m 100, la densidad aparente, el porcentaje de humedad y el peso del mineral. Anteriormente, se determinó el consumo de ácido del mineral mediante pruebas de lixiviación en botella.

Procedimiento

- Se pesó 60 kg de mineral y dividió en tres partes iguales (20 kg para cada columna).
- Luego se determinó la cantidad de reactivo para el aglomerado y curado, para cada peso de mineral.

Cálculos realizados:

$$85,5 \text{ kg} \rightarrow 1,000 \text{ kg}$$

$$x \rightarrow 60 \text{ kg}$$

$$x = 5,13 \text{ kg de Acido} = \frac{5,13 \text{ kg}}{1,84 \text{ kg/l}} = 2,788 \text{ l}$$

sería 2,788 Litros de H_2SO_4 para las tres columnas

Para el curado, se utilizó el 37 % del H_2SO_4 concentrado del volumen calculado anteriormente, es decir, una cantidad de 1 038 litros (346 ml de H_2SO_4 para cada columna de mineral).

Cantidad de agua a utilizada es el 10 % del peso del mineral.

60 kg d e mineral x 0,1 = 6 litros de agua

Tabla XI. Resumen de reactivo para el curado

Reactivos	Volumen Total para las tres columnas
H_2SO_4	1 038 litros
Agua	6 litros

Fuente: Elaboración propia

Después de los cálculos se procedió a la preparación de la solución concentrada y separamos

cantidades iguales de solución para cada tamaño granulométrico de mineral.

Seguidamente, se depositó el mineral sobre una superficie impermeable y se procedió a humectar el mineral agregando ácido sulfúrico concentrado, a razón de 85,5 kg de ácido/tonelada de mineral (se utiliza el 37 % del consumo de ácido), con una humedad del 10 %. Este proceso se repite para cada muestra de mineral y se deja en reposo por 24 horas.

b. Cargado del mineral a las columnas

Después del tiempo adecuado de 24 horas, el mineral curado es alimentado a cada columna de lixiviación.

Al mineral para el análisis granulométrico, ángulo de reposo y análisis fisicoquímicos.

c. Lixiviación

Después que el mineral curado es cargado a cada columna de lixiviación (N° 1, N° 2 y N° 3), en la superficie

del lecho se dispuso de una malla circular para la mejor distribución del flujo de la solución lixivante.

Luego, se procede a lixiviar el mineral depositado en cada columna con un flujo de riego 8 ml/min y una concentración de 8 g de ácido/litro de solución.

Antes de iniciar la lixiviación se midió la altura inicial que ocupa el mineral en cada columna.

Tabla XII. Altura inicial que ocupa el mineral en cada columna

Tamaño	5/8"	1/2"	1/4"
Altura inicial (cm)	70	71	80,5

Fuente: Elaboración propia

En la parte superior de cada columna se acondicionó un recipiente, se echó 10 litros de solución lixivante, lo cual fue preparado de la siguiente forma:

Se alistó la solución lixivante a una concentración de 8 g de H_2SO_4 /litro

Cálculos:

$$8 \text{ g} \rightarrow 1 \text{ litro}$$

$$x \rightarrow 10 \text{ litros}$$

$$x = 80 = \frac{80}{1,84} = 43,47 \text{ ml}$$

sería 43,47 ml de H₂SO₄ para 10 litros de agua

Se inició la lixiviación con un flujo de 8 ml/min, luego de esto, se esperó la caída de la primera gota de solución de cada columna.

Muestreo y medición:

Para la medición tomamos en cuenta:

- El flujo de salida
- volumen de solución
- Para la medición utilizamos una probeta de 10 ml y una de 1 litro para la solución
- Se recolectó la solución en envases y se anotó el tiempo, este mismo procedimiento fue para cada

columna (tabla II, III y IV).

Cobre soluble

Se realizó una prueba de lixiviación aparte, tomando en cuenta las siguientes variables:

- Peso del mineral 60 g
- Conc. H_2SO_4 es 50g/l
- Dilución de 3

$$L = S \times D$$

$$L = 60 \times 3 = 180 \text{ ml de agua}$$

$$\text{Cantidad de } H_2SO_4 = 7 \text{ ml}$$

Concentración del PLS : 7 gramos/litro

Cobre soluble : 2,16 %

Resistencia a la compresión

La resistencia o el esfuerzo a la compresión es de 587,76

Kg/cm² equivalente a 57,65 MPa

Tabla XIII. Lixiviación en columna de mineral oxidado de cobre
"granulometría 1/4"

Peso del mineral	20000 g	Conc. Solución lix	8 g/l
Ley del mineral	2.48 %	pH	2
Cu soluble	2.16 %	Flujo sol. Lixivante	8 ml/min
Cu fino (a)	496 g	Inicio de riego	10:15 a.m
Granulometría	100% -m 1/4"	Tiempo de perc	10:30 p.m
Desidad Aparente	1.66 g/ml	Altura inicial	70 cm
% Acido curado	37 %	Altura final	63 cm
Tiempo de curado	24 h		

N°	FECHA	HORA	T parc (h)	T acum (h)	Recepción		Flujo (ml/min)	Cu gpl	H + gpl	H + Parc (g)	H + Acum (g)	Cu ext Parc (g)	Cu ext Acum (g)	Cu ext Parc (%)	Cu ext Acum (%)
					Vparc (l)	Vacum (l)									
1	01/02/13	12:30	2	2	0.60	0.60	8.00	86.32	19.84	11.90	11.90	51.79	51.79	10.44	10.44
2	01/02/13	14:30	2	4	1.25	1.85	8.00	31.01	24.16	30.20	42.10	38.76	90.55	7.82	18.26
3	01/02/13	16:30	2	6	0.91	2.76	8.00	18.94	21.43	19.50	61.61	17.24	107.79	3.47	21.73
4	02/02/13	14:30	22	28	6.60	9.36	8.00	18.94	2.3	15.18	76.79	125.00	232.79	25.20	46.93
5	04/02/13	08:40	42	70	5.62	14.98	8.00	11.01	1.9	10.68	87.46	61.88	294.67	12.48	59.41
6	05/02/13	09:00	24	94	4.30	19.28	8.00	3.99	1.7	7.31	94.77	17.16	311.83	3.46	62.87
7	06/02/13	09:10	24	118	3.81	23.09	8.00	3.99	2	7.62	102.39	15.20	327.03	3.06	65.93
8	07/02/13	09:00	24	142	4.51	27.60	8.00	3.99	2.1	9.47	111.86	17.99	345.02	3.63	69.56
9	08/02/13	09:00	24	166	3.68	31.28	8.00	1.51	1.9	6.99	118.86	5.56	350.58	1.12	70.68
10	09/02/13	09:30	24	190	3.53	34.81	8.00	1.37	1.8	6.35	125.21	4.84	355.42	0.98	71.66
11	11/02/13	10:00	48	238	5.50	40.31	8.00	1.37	2.1	11.55	136.76	7.54	362.95	1.52	73.18
12	13/02/13	10:00	48	286	5.39	45.70	8.00	1.37	2	10.78	147.54	7.38	370.34	1.49	74.66
13	15/02/13	14:30	48	334	5.50	51.20	8.00	1.37	1.5	8.25	155.79	7.54	377.87	1.52	76.18

Fuente: Columnas de lixiviación N° 1. Laboratorio ESME.

Tabla XIV. Lixiviación en columna de mineral oxidado de cobre
"granulometría 1/2"

Peso del mineral	20000 g	Conc. Solución lix	8 g/l
Ley del mineral	2.48 %	pH	2
Cu soluble	2.16 %	Flujo sol. Lixivante	8 ml/min
Cu fino (a)	496 g	Inicio de riego	10:15 a.m
Granulometría	100% -m 1/2"	Tiempo de perc	09:45 a.m
Desidad Aparente	1.57 g/ml	Altura inicial	71 cm
% Acido curado	37 %	Altura final	65 cm
Tiempo de curado	24 h		

N°	FECHA	HORA	T parc (h)	T acum (h)	Recepción		Flujo (ml/min)	Cu gpl	H + gpl	H + Parc (g)	H + Acum (g)	Cu ext Parc (g)	Cu ext Acum (g)	Cu ext Parc (%)	Cu ext Acum (%)
					Vparc (l)	Vacum (l)									
1	01/02/20	13:00	2	2	0.630	0.63	8	53.65	28.14	17.728	17.728	33.800	33.800	6.814	6.81
2	01/02/20	15:00	2	4	1.242	1.87	8	53.34	31.9	39.620	57.348	66.248	100.048	13.357	20.17
3	01/02/20	17:00	2	6	1.120	2.99	8	53.34	12.18	13.642	70.990	59.741	159.789	12.045	32.22
4	02/02/20	14:30	22	28	6.620	9.61	8	13.81	3.45	22.839	93.829	91.422	251.211	18.432	50.65
5	04/02/20	08:40	42	70	5.320	14.93	8	2.01	1.9	10.108	103.937	10.693	261.904	2.156	52.80
6	05/02/20	09:00	24	94	4.730	19.66	8	2.01	1.7	8.041	111.978	9.507	271.411	1.917	54.72
7	06/02/20	09:10	24	118	3.890	23.55	8	2.01	1.5	5.835	117.813	7.819	279.230	1.576	56.30
8	07/02/20	09:00	24	142	4.690	28.24	8	2.01	1.9	8.911	126.724	9.427	288.657	1.901	58.20
9	08/02/20	09:00	24	166	3.480	31.72	8	1.35	1.1	3.828	130.552	4.698	293.355	0.947	59.14
10	09/02/20	09:30	24	190	3.800	35.52	8	1.35	0.9	3.420	133.972	5.130	298.485	1.034	60.18
11	11/02/20	10:00	48	238	5.850	41.37	8	1.35	0.95	5.558	139.529	7.898	306.383	1.592	61.77
12	13/02/20	10:00	48	286	5.400	46.77	8	1.35	1.1	5.940	145.469	7.290	313.673	1.470	63.24
13	15/02/20	14:30	48	334	5.700	52.47	8	1.08	0.85	4.845	150.314	6.156	319.829	1.241	64.48

Fuente: Columnas de lixiviación N° 2. Laboratorio ESME-UNJBG.

**Tabla XV. Lixiviación en columna de mineral oxidado de cobre
"granulometría 5/8"**

Peso del mineral	20000 g	Conc. Solución lix	8 g/l
Ley del mineral	2.48 %	pH	2
Cu soluble	2.16 %	Flujo sol. Lixivante	8 ml/min
Cu fino (a)	496 g	Inicio de riego	10:15 a.m
Granulometría	100% -m 5/8"	Tiempo de perc.	08:46 p.m
Desidad Aparente	1.36 g/ml	Altura inicial	80.5 cm
% Acido curado	37 %	Altura final	69 cm
Tiempo de curado	24 h		

N°	FECHA	HORA	T parc (h)	T acum (h)	Recepción		Flujo (ml/min)	Cu gpl	H+ gpl	H+ Parc (g)	H+ Acum (g)	Cu ext Parc (g)	Cu ext Acum (g)	Cu ext Parc (%)	Cu ext Acum (%)
					Vparc (l)	Vacum (l)									
1	01/02/13	14:30	2	2	0.585	0.59	8	37.83	55.60	32.53	32.53	22.131	22.131	4.462	4.46
2	01/02/13	08:40	2	4	1.185	1.77	8	40.40	63.40	75.13	107.66	47.874	70.005	9.652	14.11
3	01/02/13	09:00	2	6	0.860	2.63	8	31.32	24.20	20.81	128.47	26.935	96.940	5.430	19.54
4	02/02/13	09:10	22	28	5.964	8.59	8	14.60	8.60	51.29	179.76	87.074	184.014	17.555	37.10
5	04/02/13	09:00	42	70	4.720	13.31	8	4.49	3.20	15.10	194.86	21.193	205.207	4.273	41.37
6	05/02/13	09:00	24	94	4.230	17.54	8	2.40	1.80	7.61	202.48	10.152	215.359	2.047	43.42
7	06/02/13	09:00	24	118	3.750	21.29	8	2.40	2.00	7.50	209.98	9.000	224.359	1.815	45.23
8	07/02/13	09:30	48	166	4.450	25.74	8	2.40	1.90	8.46	218.43	10.680	235.039	2.153	47.39
9	08/02/13	10:00	48	214	3.580	29.32	8	2.40	0.80	2.86	221.29	8.592	243.631	1.732	49.12
10	09/02/13	14:30	48	262	3.440	32.76	8	2.40	1.10	3.78	225.08	8.256	251.887	1.665	50.78
11	11/02/13	12:00	72	334	5.615	38.38	8	2.40	0.90	5.05	230.13	13.476	265.363	2.717	53.50
12	13/02/13	09:30	24	358	5.390	43.77	8	2.40	0.95	5.12	235.25	12.936	278.299	2.608	56.11
13	15/02/13	10:00	24	382	5.500	49.27	8	1.48	0.80	4.40	225.69	8.140	286.439	1.641	57.75

Fuente: Columnas de lixiviación N° 3. Laboratorio ESME-UNJBG

CAPÍTULO V

ANÁLISIS DE RESULTADOS EXPERIMENTALES

5.1 CINÉTICA DE CONSUMO DE ÁCIDO DEL MINERAL

5.1.1 Cinética del consumo de ácido en botella

La variación del tiempo con respecto al consumo de ácido sulfúrico se determina por encima de las 5 horas, llegando el mineral oxidado de cobre a un consumo de 85,5 kg H_2SO_4 /tonelada de mineral en 24 horas, esta situación se muestra en la figura 17.

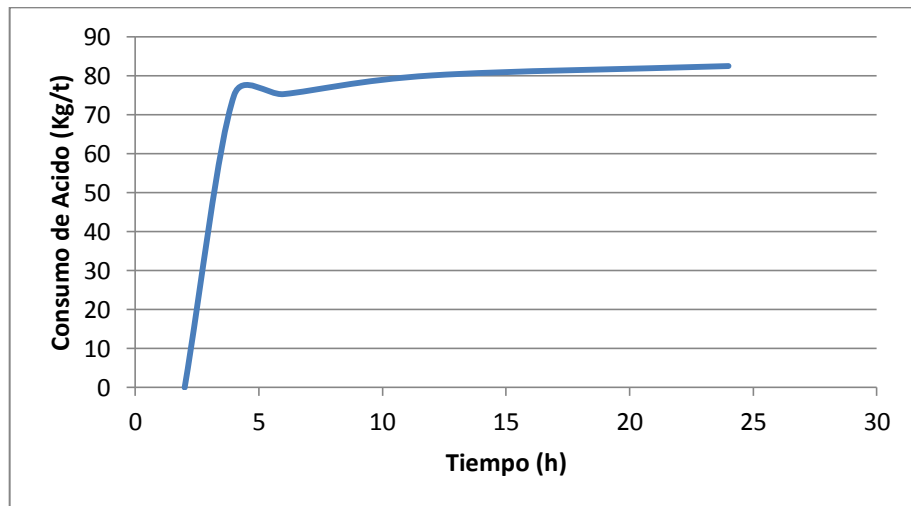


Figura 17. Cinética del consumo de ácido sulfúrico

Fuente: Datos obtenidos en laboratorio de ESME

5.1.2 Aglomerado y curado

El proceso de aglomeración sigue siendo importante, con ello, pretendemos preparar el material mineralizado para la lixiviación, a fin de asegurar un buen coeficiente de permeabilidad de la solución.

Se afirma que el curado mejora la permeabilidad del lecho mineral, permitiendo una distribución homogénea y una posible optimización de reactivo. Al mismo tiempo, se

produce una gran liberación de iones que altera la composición de la solución interfiriendo el transporte y las reacciones, favoreciendo la extracción de cobre.

5.2 CINÉTICA DE DISOLUCIÓN DE COBRE

5.2.1 Lixiviación en columna

Granulometría 1,27 mm (1/2")

Los resultados muestran una baja recuperación en la columna de lixiviando del mineral oxidado de 1,5875 mm (5/8") y mejora notablemente con la granulometría de 0,635 mm (1/4"), tal como se aprecia en la figura 18. Esto se logra por la gran superficie de contacto expuesta por el mineral de menor granulometría, es decir mayor superficie expuesta para los reactivos.

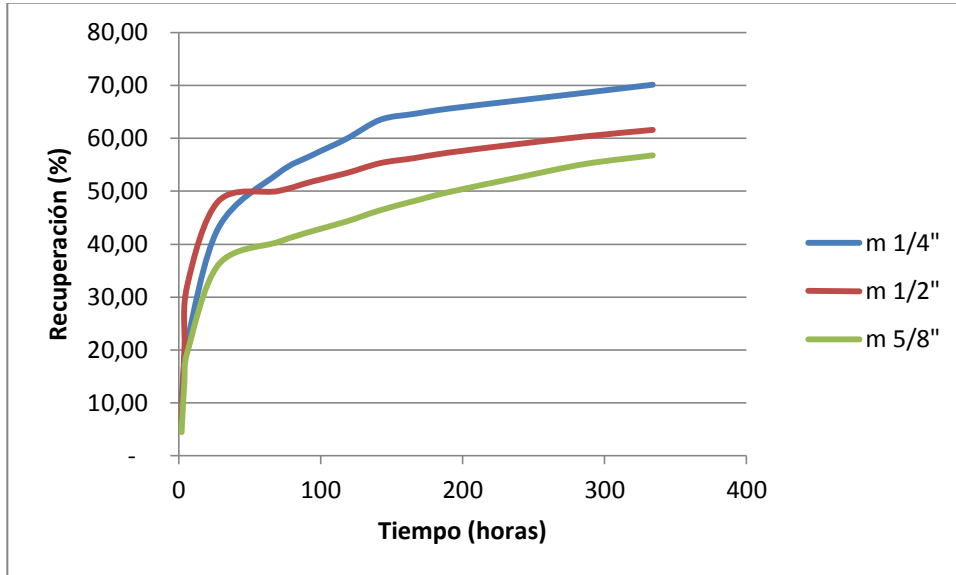


Figura 18. Recuperación del cobre en lixiviación

Fuente: Datos obtenidos en laboratorio de ESME

5.2.2 Cobre soluble

El cobre soluble obtenido después de una lixiviación en vaso es de 2,16 %, la solubilidad del cobre es relativamente alta debido a la mayor presencia de crisocola cristalizada en el mineral.

5.2.3 Resistencia a la compresión

La resistencia o el esfuerzo a la compresión es de 587,76 Kg/cm² equivalente a 57,65 MPa. Observando este

valor, la roca se puede considerar como una roca dura (desde el punto de vista del geólogo, indica que es una roca ligeramente dura por la gran oxidación que presenta el mineral en algunas zonas).

CONCLUSIONES

1. Este trabajo permite establecer los parámetros básicos de la lixiviación del mineral oxidado de cobre del yacimiento el Algarrobal, en Ilo, así como el consumo de ácido, la granulometría óptima y la recuperación.
2. El esfuerzo a la compresión del mineral oxidado de cobre se clasifica como roca dura con valor de 57,65 MPa, su comportamiento es como la lutita (30 a 70 MPa), haciéndolo apto para un proceso de lixiviación en pilas.
3. La extracción en los primeros días es intensa, llegando a obtener en la columna N° 2 hasta el 38 % de recuperación y en la columna N° 3 hasta el 50 % de recuperación, posteriormente la lixiviación es lenta llegando en la columna N° 2 al 64,48 % y en la columna N° 3 al 57,75 % en 334 y 382 horas de percolación, respectivamente.
4. Se obtuvieron los mejores resultados en recuperación con la prueba en columna la N° 1 100 %—m 0,635 mm ($\frac{1}{4}$ ") presentando una

extracción de 76,18 % de Cu en un tiempo aproximado de 334 horas (14 días).

5. Las pruebas en columna la N° 2 (100% -m $1/2$ ") y la N°3 (100% -m 15875 mm (5/8") presentan recuperaciones del 64,48 % y 57,75 %, respectivamente, son bajas, considerar granulometrías de mayor tamaño.
6. Los resultados obtenidos en la prueba en columna N° 2 con una granulometría 100% -m 1,27 mm ($1/2$ ") presenta una buena extracción y un considerable descenso en los finos de mineral en un nivel de 10 %. Por lo que, se considera el más aceptable para el proceso de lixiviación en pilas.
7. El mineral oxidado presenta en su mineralogía mayor presencia de crisocola, y gran cantidad de calcita que justifica de alguna forma el alto consumo de ácido sulfúrico (85,5 kg H₂SO₄/tonelada de mineral).
8. El proceso de aglomeración siempre será muy importante para evitar la formación de capas freáticas e inundaciones localizadas, responsables de canalizaciones, deslizamientos y derrumbes de pilas, que deterioran significativamente la recuperación.

RECOMENDACIONES

1. La proporción del 10 % de materiales finos (-malla 100) a una granulometría de $\frac{1}{2}$ podrá causar problemas de permeabilidad, por lo que, debe considerarse una etapa de aglomeración para evitar que los finos segregan y forman áreas ciegas que disminuyen la percolación, lo cual, será más grave a una granulometría de 0,635 mm ($\frac{1}{4}$ ") debido a que la malla -100 llega a niveles de 29 %.
2. El estudio sugiere realizar estudios en columna de mayor altura, que nos permita simular una pila en operación. Se puede lograr mejores recuperaciones incrementado el ciclo de lixiviación.
3. Se recomienda realizar un estudio de pre factibilidad para que a partir de los parámetros encontrados en este estudio, se pueda determinar la rentabilidad del proyecto, así como establecer el tipo de producto final y el tamaño de planta.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Aminian H., C. Bazin, D. Hodouin, C. Jacob. (2000). **Simulación de una SX-EW Planta Piloto. Hidrometalurgia/Vol. 56:13 - 31.**
2. Avendaño, C. (1995). **Curso de Plantas Lx – Sx – Ew/** Instituto de Ingenieros de Minas de Chile.
3. Auck, Y. y Wadsworth, M. (1974). **Factores físicos y químicos en la producción de cobre lixiviación en botaderos/** Simposio Minería Soluciones, AIME.
4. Casas, J. (1991). **Lixiviación bacteriana en reactores: Recuperación de cobre a partir de concentrados sulfurados.** Memoria para optar al título de Ingeniero Civil Químico y Magister en Ciencias de la Ingeniería mención Química. Universidad Católica, Antofagasta, Chile.
5. Casas, J. (1996). **Especiación en sistemas de lixiviación aplicado a minerales de cobre/Apunte de Hidrometalurgia,** Universidad Católica, Antofagasta, Chile.

6. Casas, J. (1996). **Modelación de Procesos de (Bio) Lixiviación de Minerales de Cobre en Pilas y Botaderos**/Tesis para optar al grado de Doctor en Ciencia de la Ingeniería mención Química. Universidad Católica, Antofagasta, Chile.
7. Chae, D. y Wadsworth, M. (1979). **Modelado de la lixiviación de minerales de cobre óxido**/US Bureau of Mines.
8. De G. C. Oliver, D. J. y Pesic, B. M. (1997). **Efecto de los metales pesados de la capacidad oxidante de Thiobacillusferrooxidans, hidrometalurgia**/ Vol. 44 págs. 53-63.
9. Flett, D. S. (2005). **Extracción por Solventes en hidrometalurgia: El papel de los extractantes.**
10. Lillo, J. (1994). **Factibilidad técnico-económica de incorporar minerales sulfurados y oxidados de baja ley a la producción de la mina Los Bronces**/ Memoria para optar al título de ingeniero civil en Minas. Universidad Católica, Antofagasta, Chile.

11. Muir, M. y Anderson, T. (1977).
**Determinación de hierro ferroso en Cobre Soluciones de
Proceso Metalúrgico O de Phenantrolina Métodos
Colorimétricos/MetallTrans. Vol 8B, págs. 517-518.**
12. Nemati, M. Webb, C. (1997). **Un modelo cinético de oxidación
biológica de hierro ferroso de Thiobacillusferrooxidans,
Biotecnología y Bioingeniería/Vol. 53 (5) págs. 478-486.**
13. Shafer J. L., M. L. Blanco y C. L. Caenepeel. (1979).
**La aplicación de la disminución de los recursos básicos
Modelo de Óxido de Cobre lixiviación/ Min. Ing. Vol 31 (2), pp.
165-171.**

ANEXOS

Anexo. 1



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Tel: (054) 443294 Fax: (054) 444582

www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-13-01132

Señores: Kenny Cesar Laura Carita
Dirección: Asoc. De Vivienda los Granados Mza A Lote 7 Centro Poblac
Atención: Kenny Cesar Laura Carita
Recepción: 11/03/2013
Realización: 11/03/2013

Fecha de emisión: 12/03/2013

Pág.: 1/2

Método de ensayo aplicado


- *909 Método de ensayo para Cobre por Volumetría en solución Ácida
- 903 Método de ensayo para Cobre por Absorción Atómica en solución Ácida
- 901 Método de ensayo para Oro por Absorción Atómica en solución Alcalina
- *915 Método de ensayo para Acido Libre por volumetría

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	909 Cu g/L	903 Cu g/L	901 Au mg/L	915 H+ g/L
SS13000251	Muestra A 1	Solución de ácido sulfúrico	37.83	-----	-----	-----
SS13000252	Muestra A 2	Solución de ácido sulfúrico	40.40	-----	-----	-----
SS13000253	Muestra A 3	Solución de ácido sulfúrico	31.32	-----	-----	-----
SS13000254	Muestra A 4	Solución de ácido sulfúrico	14.60	-----	-----	-----
SS13000255	Muestra A 5	Solución de ácido sulfúrico	4.49	-----	-----	-----
SS13000256	Muestra A 6	Solución de ácido sulfúrico	-----	1.48	-----	-----
SS13000257	Muestra A 7	Solución de ácido sulfúrico	-----	2.04	-----	-----
SS13000258	Muestra B 1	Solución de ácido sulfúrico	53.65	-----	-----	-----
SS13000259	Muestra B 2	Solución de ácido sulfúrico	53.34	-----	-----	-----
SS13000260	Muestra B 3	Solución de ácido sulfúrico	13.81	-----	-----	-----
SS13000262	Muestra B 4	Solución de ácido sulfúrico	-----	2.01	-----	-----
SS13000263	Muestra B 5	Solución de ácido sulfúrico	-----	1.35	-----	-----
SS13000264	Muestra B 6	Solución de ácido sulfúrico	-----	1.08	-----	-----
SS13000265	Muestra C 1	Solución de ácido sulfúrico	86.32	-----	-----	-----

El resultado: "< Valor numérico", significa, que se encuentra debajo del límite de cuantificación indicada en el informe de ensayo.
Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como garantía de la calidad de la entidad que lo produce. Los resultados presentados solo están relacionados a la muestra ensayada.
Está terminantemente prohibida la reproducción parcial o total de este documento sin la autorización escrita de LAS. Cualquier reproducción en el contenido del presente documento lo anula.

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur

Anexo. 2



Laboratorios Analíticos del Sur

Parque Industrial Río Seco C-1 Cerro Colorado
Arequipa Perú / Apartado 2102

Tel: (054) 443294 Fax: (054) 444582 www.laboratoriosanaliticosdelsur.com

INFORME DE ENSAYO LAS-13-01132

Fecha de emisión: 12/03/2013
Pág.: 2/2

Señores: Kenny Cesar Laura Carita
Dirección: Asoc. De Vivienda los Granados Mza A Lote 7 Centro Poblal
Atención: Kenny Cesar Laura Carita
Recepción: 11/03/2013
Realización: 11/03/2013

Método de ensayo aplicado

- *909 Método de ensayo para Cobre por Volumetría en solución Ácida
- 903 Método de ensayo para Cobre por Absorción Atómica en solución Ácida
- 901 Método de ensayo para Oro por Absorción Atómica en solución Alcalina
- *915 Método de ensayo para Acido Libre por volumetría

Muestra #	Nombre de muestra	Descrip. de muestra	909 Cu g/L	903 Cu g/L	901 Au mg/L	915 H+ g/L
SS13000266	Muestra C 2	Solución de ácido sulfúrico	31.01	---	---	---
SS13000267	Muestra C 3	Solución de ácido sulfúrico	18.94	---	---	---
SS13000268	Muestra C 4	Solución de ácido sulfúrico	11.01	---	---	---
SS13000269	Muestra C 5	Solución de ácido sulfúrico	---	3.99	---	---
SS13000270	Muestra C 6	Solución de ácido sulfúrico	---	1.37	---	---
SS13000271	Muestra C 7	Solución de ácido sulfúrico	---	151	---	---
SS13000272	Muestra G 1	Solución de cianuro	---	---	---	---
SS13000273	Muestra G 2	Solución de cianuro	---	---	---	---
SS13000274	Muestra G 3	Solución de cianuro	---	---	---	---
SS13000275	Muestra G 4	Solución de cianuro	---	---	---	---
SS13000277	Muestra G 5	Solución de cianuro	---	---	---	---
SS13000278	Muestra G 6	Solución de cianuro	---	---	1	---
SS13000279	Muestra X	Solución de ácido sulfúrico	---	---	---	---
SS13000280	Muestra H	Solución de cianuro	---	3.00	---	---
SS13000281	Muestra D	Solución de cianuro	---	---	---	---


 Laboratorio Analítico del Sur E.I.R.L.
 Omar A. Juárez Soto
 Gerente General

El resultado: "< Valor numérico", significa, que se encuentra debajo del límite de cuantificación indicado.
 Los resultados de los ensayos no deben ser utilizados como una certificación de conformidad con normas de producto o como certificación de conformidad de la entidad que lo produce. Los resultados presentados solo están relacionados a la muestra ensayada.
 Está terminantemente prohibida la reproducción parcial o total de este documento sin la autorización escrita de LAS. Cualquier reproducción en el contenido del presente documento lo anula.

Fuente: Laboratorios Analíticos del Sur