



Universidad Nacional

SAN LUIS GONZAGA



Atribución-NoComercial-SinDerivadas 4.0 Internacional

Esta licencia es la más restrictiva de las seis licencias principales Creative Commons, permitiendo a otras solo descargar sus obras y compartirlas con otras siempre y cuando den crédito, pero no pueden cambiarlas de forma alguna ni usarlas de forma comercial.

<http://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/4.0>



CONSTANCIA

El que suscribe, deja constancia que se ha realizado el análisis con el software de verificación de similitud de **Tesis** cuyo título es:

**"EMPLEO DE TECNICAS OPERATIVAS EN PLANTA PARA DISMINUIR EL CONSUMO
DE CIANURO DURANTE LA LIXIVIACIÓN DE MINERALES DE ORO"**

Presentado por:

GONZALES GARCIA DIEGO WILFREDO

Estudiante del nivel PREGRADO de la **Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia**. El resultado obtenido es 17% por el cual se otorga el calificativo de:

(APROBADO, Según Reglamento de Evaluación de la Originalidad)

Se adjunta al presente el reporte de evaluación con el software de verificación de originalidad.

Observaciones:

APROBADO OBTUVO EL 17% (MENOR O IGUAL AL 20% REQUERIDO)

Ica, 27 de febrero de 2024

.....
DR. VICTOR MANUEL FLORES MARCHAN
DIRECTOR DE UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA DE MINAS Y METALURGIA

UNIVERSIDAD NACIONAL “SAN LUÍS GONZAGA”

VICERRECTORADO DE INVESTIGACION

Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia



Tesis:

**EMPLEO DE TECNICAS OPERATIVAS EN
PLANTA PARA DISMINUIR EL
CONSUMO DE CIANURO DURANTE LA
LIXIVIACIÓN DE MINERALES DE ORO**

Para optar el Título Profesional de Ingeniero Metalúrgico

Línea de Investigación:

Autor: GONZALES GARCIA, Diego Wilfredo

**NASCA – PERÚ
2018**

INTRODUCCIÓN

En múltiples oportunidades, a la cancha de minerales de las plantas hidrometalúrgicas que procesan minerales de oro, llegan menas con un alto contenido de compuestos de otros metales como el hierro y el cobre, siendo este último el más recurrente y que presenta la particularidad de reaccionar con el cianuro sin ningún tipo de restricciones, por lo que se le considera un cianocida perjudicial para el proceso de cianuración. Es por este motivo que en planta se busca que realicen operaciones o procesos que permitan eliminar tal inconveniente y minimizar el costo del proceso, pero a la vez poder recuperar tanto el oro como el cobre del mineral a tratar. En la presente investigación se propone el empleo de una lixiviación ácida del mineral con la correspondiente neutralización del relave y su cianuración posterior.

INDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	02
INDICE	03
CAPÍTULO I: PROBLEMA DE LA INVESTIGACIÓN	05
1.1. Situación problemática	05
1.2. Formulación del problema.	05
1.3. Objetivos.	06
1.4. Justificación e importancia.	06
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.	08
2.1. Antecedentes.	08
2.2. Bases teóricas.	09
2.3. Marco conceptual.	28
CAPÍTULO III: HIPÓTESIS Y VARIABLES.	31
3.1. Hipótesis.	31
3.1.1 Hipótesis general.	31
3.1.2. Hipótesis secundarias.	31
3.2. Variables.	31
3.3. Operacionalización de las variables.	32

CAPÍTULO IV: ESTRATEGIAS METODOLÓGICAS.	33
4.1. Tipo, Nivel y Diseño de la Investigación.	33
4.2. Población y muestra.	33
4.3. Técnicas de recolección de información.	33
4.4. Instrumentos de recolección de información.	34
4.5. Técnicas de análisis e interpretación de datos.	34
CAPÍTULO V: DESARROLLO EXPERIMENTAL.	35
5.1. Toma de muestras.	35
5.2. Preparación de las muestras para el análisis.	36
5.3. Obtención de la muestra representativa.	37
5.4. Análisis del mineral.	37
5.5. Desarrollo experimental de la lixiviación.	61
5.6. Neutralización del relave.	75
CAPÍTULO VI: RESULTADOS.	76
6.1. Resultados obtenidos.	76
6.2. Discusión de resultados.	87
CONCLUSIONES	88
RECOMENDACIONES.	89
BIBLIOGRAFÍA.	90
ANEXOS.	93

CAPÍTULO I

PROBLEMA DE INVESTIGACIÓN

1.1. SITUACIÓN PROBLEMÁTICA.

La extracción de oro de minerales con alto contenido de cobre soluble en cianuro se ve afectada por el consumo de cianuro y la formación de complejos cobre-cianuro en la solución. La presencia de cobre en las soluciones de lixiviación conduce a un aumento gradual de su concentración, lo que eleva los costos de cianuro y dificulta las etapas posteriores del proceso. Esto incluye una menor adsorción de oro en el carbón, más ciclos de elución y, a veces, contaminación del producto final. Estos desafíos contribuyen a un aumento en los costos operativos y a una disminución en los ingresos, lo que afecta la rentabilidad general del proyecto.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.

1.2.1. Problema general.

¿Es posible el empleo de técnicas operativas en planta para disminuir el consumo de cianuro durante la lixiviación de minerales de oro?

1.2.2. Problemas específicos.

- ¿Qué tipo de técnicas operativas en planta se podrán emplear para reducir el consumo de cianuro?
- ¿Es posible reducir el consumo de cianuro en la lixiviación del mineral aurífero?

1.3. OBJETIVOS DEL PROYECTO.

1.3.1. Objetivo General.

Determinar si es posible el empleo de técnicas operativas en planta para disminuir el consumo de cianuro durante la lixiviación de minerales de oro .

1.3.2. Objetivos Específicos.

- Establecer qué tipo de técnicas operativas en planta se podrán emplear para reducir el consumo de cianuro.
- Demostrar que es posible reducir el consumo de cianuro en la lixiviación del mineral aurífero.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA.

El presente estudio se justifica desde el punto de vista técnico, porque permitirá desarrollar varios procesos de manera consecutiva, para recuperar los metales presentes en el mineral, haciendo de esta manera el tratamiento más efectivo y rentable con el gasto menor de

reactivos, sobre todo de aquellos que generan una elevada contaminación ambiental, como son el ácido sulfúrico y el cianuro. Por otro lado, económicamente va a aumentar la rentabilidad de la empresa y va a permitir el tratamiento de los llamados minerales complejos de manera adecuada.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES.

A NIVEL INTERNACIONAL

En el año 2007, Rodríguez, S. presentó su tesis *Recuperación selectiva de metales en el tratamiento hidrometalúrgico de minerales*, a la Universidad Nacional de México, en la que llegó a las siguientes conclusiones: Analizando químicamente muestras minerales, podemos identificar qué metales se disuelven con ciertos reactivos, lo que nos ayuda a desarrollar métodos para evitar que interfieran con la extracción de otros metales, complicando así el proceso. Es crucial realizar extracciones experimentales iniciales para establecer los parámetros de trabajo adecuados.

A NIVEL NACIONAL

En el año 2012 Quispe, F. presentó su tesis titulada *Efecto de la concentración de plomo sobre la cianuración del oro*, a la Universidad Nacional de Piura, en la cual llegó a las siguientes conclusiones: El plomo es un metal que reacciona muy activamente con el cianuro de sodio o de potasio, formando precipitados, que luego se manifiestan como impurezas en el proceso de lixiviación dificultando la recuperación del oro. La cantidad de cianuro necesario para la extracción se eleva, así como el tiempo y la calidad

de adsorción en el carbón; motivo por el cual la recuperación total de oro resulta deficiente.

2.2. BASES TEÓRICAS.

2.2.1. Generalidades.

El mineral a tratar en la presente investigación es uno que posee una ley superior al 5,4% de cobre como óxidos de cobre y además posee un contenido de oro de 255 g/TM, lo cual lo convierte en rentable para ambos metales, por lo que primeramente se llevó a cabo la lixiviación ácida para recuperar cobre, seguidamente se procedió a la neutralización del relave adicionando cal para generar el hidróxido de calcio y neutralizar el ácido sulfúrico impregnado en el relave y poder luego cianurarlo para recuperar el oro.

2.2.2. Lixiviación ácida de minerales oxidados de cobre

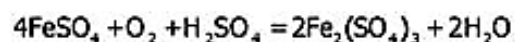
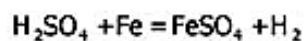
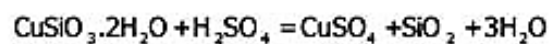
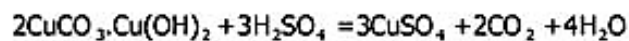
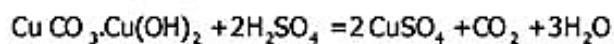
2.2.2.1. Definición de lixiviación.

La lixiviación es una técnica química que involucra la disolución de compuestos minerales a través del contacto con ácidos o bases en soluciones acuosas. Su objetivo es obtener una solución concentrada de una especie química particular (llamada solución rica), que se separa de los otros componentes sólidos del mineral (llamados ganga).

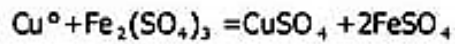
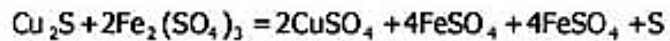
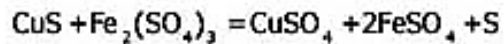
2.2.2.2. Lixiviación ácida.

En la industria minera del cobre, se ha empleado tradicionalmente la lixiviación ácida con ácido sulfúrico (H₂SO₄), resultando en soluciones de sulfato de cobre (CuSO₄) con distintas concentraciones, que están contaminadas con otras especies solubles en el medio ácido presentes en el mineral, como sales de hierro, aluminio, manganeso, calcio, sodio, arsénico, zinc, sílice, cloruro, nitrato, entre otras. Durante el proceso de lixiviación, la cantidad de ácido sulfúrico consumido varía según el tipo de sal a disolver, y en la práctica puede oscilar entre 30 y 100 kilogramos de H₂SO₄ por tonelada de mineral, lo que requiere la reposición periódica del ácido perdido en reacciones secundarias, lo que puede resultar en un consumo significativo del reactivo.

La chalcantita y brochantita se disuelven en agua; la azurita, malaquita y crisocola se disuelven en ácido sulfúrico:



El sulfato férrico es lixivante de la covelina, calcosina y Cu⁰:



En la industria, se necesita una cantidad de ácido entre 1.5 y 3 veces mayor que el consumo estequiométrico necesario. Esta cantidad adicional se utiliza de la siguiente manera:

- a) Para neutralizar la pulpa.
- b) Como ácido libre, con una proporción de 1 a 2 kilogramos de ácido por tonelada métrica.
- c) Para lixiviar el mineral de cobre oxidado.

Métodos de lixiviación.

Los métodos principales de lixiviación abarcan diversas técnicas como los procesos in situ, de pilas, de montones, en tanques y con agitación. La determinación del método más apropiado depende de las características físicas y químicas tanto del mineral como de los minerales asociados que se van a procesar. Aspectos clave en esta selección incluyen la calidad del mineral, la solubilidad del metal valioso, la velocidad de disolución, el consumo de reactivos, el alcance de la operación y la naturaleza del mineral, entre otros.

Lixiviación in situ.

La lixiviación in situ implica el tratamiento del mineral fracturado directamente en su ubicación original en el terreno. Este mineral puede ser el residuo de desechos tras la extracción de oro, plata u otros metales, o puede ser el mineral que no resulta económicamente viable de extraer mediante métodos de minería tradicionales. Este proceso elimina la necesidad de extraer y transportar grandes volúmenes de mineral, además de facilitar la eliminación de los productos de desecho finales.

La lixiviación in situ implica la introducción de un solvente acuoso directamente en el mineral. Una vez que este solvente atraviesa el mineral y disuelve algunos de los metales de valor, la solución impregnada se bombea para su tratamiento adicional.

Lixiviación en Dump.

La lixiviación en montones se utiliza para recuperar metales de materiales extraídos de la mina que tienen concentraciones de metales por debajo de un nivel crítico. Estos materiales suelen ser desechos producidos durante la operación de minería a gran escala a cielo abierto. Se coloca este material sobre una plataforma impermeabilizada y se rocía con una solución extractora, que se filtra

a través del mineral por acción de la gravedad. La solución impregnada se recoge en la base del montón y se somete a procesamiento adicional. Una vez completada la lixiviación, el residuo sólido, libre de metales, se deja en la plataforma como desecho.

Lixiviación en Heap.

El concepto fundamental de la lixiviación en montones es análogo al de la lixiviación en pilas. Sin embargo, la lixiviación en montones se emplea para extraer metales valiosos directamente del mineral extraído en lugar de los residuos mineros. Este mineral suele ser poroso y se disuelve fácilmente en el solvente acuoso.

Lixiviación en Vats.

La lixiviación en tanques se utiliza para extraer metales valiosos de mineral con alto contenido de ley triturado en un espacio confinado. Este método se prefiere sobre la lixiviación en montones cuando el mineral no es poroso y se requiere trituración para garantizar un contacto eficaz entre el solvente acuoso y el metal de valor en el mineral. El tamaño de las partículas trituradas suele oscilar entre 3/8 y 3/4 de pulgada, ya que partículas más finas pueden causar pérdidas significativas de permeabilidad y obstruir la percolación de la solución a través de los sólidos.

Una instalación de lixiviación en Vats comprende varios tanques, cada uno con dimensiones de entre 60 y 175 pies de lado y de 10 a 20 pies de profundidad, equipados con filtros en las descargas en la base del tanque. Estos tanques suelen construirse con concreto reforzado y están revestidos con materiales como plástico reforzado.

Lixiviación por agitación.

La lixiviación por agitación, que también se conoce como lixiviación dinámica, se emplea para extraer valores de minerales que han sido finamente molidos en un contenedor que cuenta con un dispositivo de mezclado, el cual puede ser mecánico o neumático (utilizando aire). Los aspectos específicos relacionados con los principios y las condiciones en las que se lleva a cabo este método de lixiviación serán abordados más adelante en la tesis, ya que constituyen el núcleo del estudio.

Desarrollo de la cementación

Antecedentes de la Cementación de Cobre

La cementación de cobre mediante chatarra de hierro es una práctica común en la minería de pequeña y mediana escala, empleada para recuperar el cobre de soluciones acuosas concentradas procedentes del proceso de lixiviación.

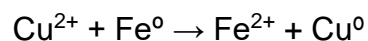
La cementación implica la precipitación de un metal desde una solución acuosa debido a la presencia de otro metal. En este proceso, el metal precipitado generalmente se deposita o "cemento" sobre el metal añadido. Este fenómeno se rige por los potenciales de electrodo de los metales involucrados, donde el metal con un potencial más alto tiene una mayor propensión a oxidarse, desplazando al metal con un potencial más bajo en la solución. Esto ocurre siempre que las soluciones estén diluidas y los iones metálicos no formen complejos.

Una vez obtenidas las soluciones de lixiviación ricas en cobre, éstas son sometidas al proceso de cementación con hierro.

Las reacciones de oxidación y reducción generalizadas son las siguientes:



La reacción global, puede ser escrita de la forma que se indica:



La cementación en fase líquida ofrece varias ventajas, que incluyen una alta velocidad de reacción, una fácil separación del precipitado, la posibilidad de reciclar la solución gastada final y devolverla a su estado reducido anterior mediante un proceso adicional sencillo, así

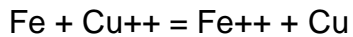
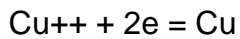
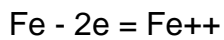
como ahorros en espacio y costos de operación. Para tratar las soluciones de lixiviación, se desarrolla un equipo de tamaño compacto y construcción sencilla, que consiste en reactores cilíndricos verticales que permiten únicamente el movimiento de la solución, manteniendo los sólidos estáticos, lo que resulta en una alta eficiencia metalúrgica y un bajo consumo de energía.

Para determinar los mejores parámetros de operación, inicialmente se llevaron a cabo pruebas con un solo equipo y luego se dispusieron en serie para mejorar la recuperación de cobre de las soluciones tratadas. La disposición en serie de los equipos facilita el tratamiento de soluciones con concentraciones de cobre más bajas y permite un funcionamiento continuo. Además, esta configuración permite tener un equipo en espera mientras se descarga el precipitado obtenido y se carga la chatarra de hierro en cada reactor.

Al mantener la acidez de las soluciones tratadas en niveles bajos, se mejoró la eficiencia en el uso de la chatarra al prevenir la disolución del hierro debido a la reacción con los iones de tungsteno, y también se evitó el consumo de ácido durante la oxidación del hierro ferroso (Fe^{2+}) a hierro férrico (Fe^{3+}), lo que a su vez previno la disolución posterior del cobre precipitado.

Precipitación de cobre de soluciones de lixiviación ácida

Reacción de óxido - reducción



La fuerza electromotriz de acuerdo a la Ley de Nerst:

$$E_o (\text{Fe}/\text{Fe}^{++}) = -0.441 \text{ V}$$

$$E_o (\text{Cu}/\text{Cu}^{++}) = +0.339 \text{ V}$$

El equilibrio se alcanza cuando los potenciales son iguales:

$$C_{\text{Fe}^{++}} / C_{\text{Cu}^{++}} = 10^{26}$$

este valor nos indica que no hay redisolución de iones cúpricos y la precipitación será completa.

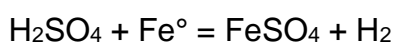
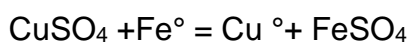
Reacciones secundarias

1 unid. de Cu metálico requiere 0.878 unidades de Fe metálico en la práctica.

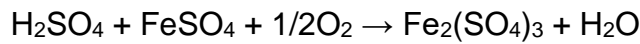
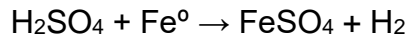
El consumo de fierro es: 1.3 a 2.5 por 1 cobre, la reacción es rápida:

10 - 30 minutos.

El Fe es consumido por:



El ácido sulfúrico es consumido por:



Durante la precipitación, la presencia de ácido es esencial para mantener las sales de hierro en estado disuelto.

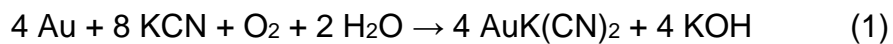
Un pH de 3.0 corresponde a una concentración de ácido libre de 0.25 gramos por litro.

Es imprescindible mantener un exceso de hierro metálico para prevenir la disolución posterior del cobre.

2.2.3. Cianuración

Generalidades.

La esencia principal de la cianuración reside en la capacidad de disolución preferencial directa del oro y la plata en minerales por soluciones alcalinas débiles. La reacción, señalada por Elsher en su Journal Prakchen (1946), se expresa de la siguiente manera:



La química implicada en la disolución del oro y la plata en la cianuración en pilas es similar a la de la cianuración por agitación. El oxígeno es crucial para esta disolución y se introduce al sistema de varias formas: aire directamente en la solución de cianuro a través de la cabeza del tanque, irrigación en forma de lluvia y bombeo de

la solución recirculante. La velocidad de disolución de los metales preciosos está relacionada con la superficie del metal en contacto con la fase líquida, lo que indica un proceso heterogéneo, y también depende de la velocidad de agitación, lo que sugiere la influencia de un fenómeno físico.

Otros factores que influyen en la velocidad de disolución son las siguientes:

- a) Tamaño de la partícula. - Es habitual recuperar el oro grueso y libre en el mineral antes de la cianuración mediante trampas, dado que las partículas grandes podrían no disolverse completamente durante el proceso.

Barsky estableció que, bajo condiciones ideales de aireación y agitación, la velocidad mínima de disolución de oro es de 3.25 miligramos por centímetro cuadrado por hora.

- b) Oxígeno. - La oxigenación de la mezcla es crucial para que se produzca la disolución del oro y la plata en el proceso de cianuración, aprovechando el aire atmosférico como la fuente principal de oxígeno.

- c) Concentración de la solución de cianuro. - La solubilidad del oro en una solución de cianuro aumenta gradualmente desde soluciones diluidas hasta concentradas. Inicialmente, es mínima, con menos del 0.005% de NaCN, pero se eleva rápidamente con un 0.01% de NaCN, llegando a su punto máximo aproximadamente al 0.25% de NaCN. La concentración más efectiva se sitúa entre 0.05% y 0.07% de NaCN. Para el tratamiento de menas de oro, la concentración típica de CN es de 0.05% de NaCN, mientras que para menas de plata es de 0.3%. En concentrados de oro-plata, la concentración de NaCN varía entre 0.3% y 0.7%. Aunque el NaCN es el reactivo más comúnmente empleado en la cianuración, también se utiliza el KCN.
- d) Temperatura. - A medida que la temperatura aumenta, la velocidad de disolución de los metales en una solución de NaCN también aumenta. Sin embargo, por encima de los 85°C, las pérdidas causadas por la descomposición del cianuro se convierten en un problema importante.
- e) Alcalinidad protectora. - Las funciones del hidróxido de calcio en la cianuración son las siguientes:
- Prevenir la hidrólisis del cianuro para evitar pérdidas.

- Proteger contra la acción del dióxido de carbono atmosférico para evitar la pérdida de cianuro.
 - Neutralizar cualquier componente ácido presente.
 - Facilitar la sedimentación de las partículas finas para permitir la separación de la solución rica clara de la mena cianurada.
- f) Porcentaje de finos. - Este punto es crítico, ya que cuando el porcentaje de finos es elevado, superando el 20% del total (menos de -10 mallas, 1.7 mm), las partículas tienen la tendencia a unirse, lo que obstruye el paso de las soluciones de cianuro. En estos casos, es necesario aplicar otro tratamiento a los minerales, posiblemente mediante el curado con cal, cemento o una combinación de ambos, para aglomerarlos y facilitar la percolación.

Descripción del proceso

La lixiviación en pilas es un proceso donde el mineral se dispone en una superficie impermeable y se trata por percolación. A nivel industrial, puede involucrar el tratamiento de grandes cantidades de mineral, desde 1000 hasta 50 000 toneladas o más por día. La viabilidad de esta técnica está determinada por las características específicas del mineral, que se han identificado prácticamente y a escala piloto. Debido a sus menores costos de capital y operativos, es atractiva incluso para el desarrollo de depósitos de menor tamaño. Su flexibilidad operativa permite tratamientos tanto cortos

(de semanas) con mineral chancado como prolongados (de meses a años) con mineral en grano grueso, tal como se produce en la mina.

En líneas generales, el mineral triturado se coloca sobre una base impermeable para formar una pila de altura definida. Luego, se aplica una solución diluida de cianuro de sodio sobre esta pila, la cual se filtra a través del lecho, disolviendo los metales preciosos dispersos en el mineral.

La solución de lixiviación, que contiene altas concentraciones de oro y plata, se recoge en un lecho permeable que, inclinado ligeramente, la dirige hacia un depósito de almacenamiento. Desde este punto, la solución se canaliza hacia una serie de tanques para clarificación, filtración, precipitación, entre otros procesos. Posteriormente, el efluente estéril se devuelve a la pila de mineral.

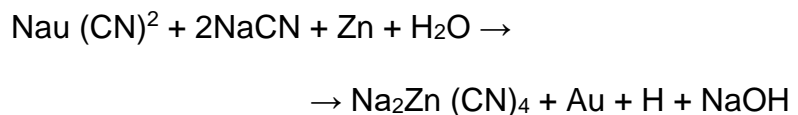
- a) Trituración: En función del tamaño óptimo de trituración, puede llevarse a cabo el chancado en una, dos o tres etapas. En este método de lixiviación, es frecuente limitar el chancado únicamente hasta la etapa secundaria.
- b) Cianuración: El sistema comprende un tanque de suministro ubicado en la parte superior de la pila, con una capacidad instalada y elevada sobre la pila. La solución lixivante fluye

hacia el Pad por efecto de la gravedad. La solución enriquecida se recoge a través de un canal de concreto, que, al igual que el fondo de las pilas, tiene una pendiente del 1.5%, y luego se dirige a los filtros mediante una tubería plástica.

Después de filtrar los finos y eliminar el oxígeno, la solución se dirige a un tanque de agitación completamente sellado. Aquí, se incorpora polvo de zinc y acetato de plomo a la solución.

C) Precipitación:

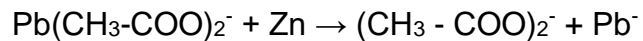
La precipitación de metales preciosos presentes en soluciones de cianuro mediante el uso de polvo de zinc se fundamenta en el hecho de que el oro y la plata son más electronegativos que el zinc. Esto provoca una reacción electroquímica donde el zinc reemplaza al oro y la plata, seguido por el desplazamiento del hidrógeno del agua por el sodio, según la siguiente reacción:



En la práctica, ocurre un exceso en el consumo de Zn por encima de la demanda teórica debido a que tanto el CN con

el álcali libre en la solución tienden a atacar al Zn disolviéndolo.

Las reacciones son más eficientes con la adición de acetato de plomo:



Precipitación en carbón activado

Esta práctica se lleva a cabo típicamente cuando el mineral tiene una proporción muy baja de plata, es decir, cuando está compuesto principalmente por oro como el metal precioso predominante.

Desorción del oro del carbón activado

En esta situación, comúnmente el carbón cargado con oro se somete al proceso de desorción utilizando volúmenes alcalinos alcohólicos. En este proceso, el oro se disuelve, formando un electrolito con una alta concentración de oro, que luego se somete a electrodeposición en cátodos de lana de acero. Antes de la fusión, se realiza un lavado ácido para recuperar el oro.

2.2.3. Neutralización de relaves ácidos.

La incorporación de materiales alcalinos es una estrategia efectiva a corto plazo para controlar la oxidación química de los sulfuros y la actividad bacteriana en los residuos mineros. Esta técnica implica la

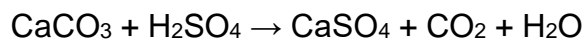
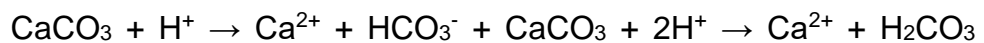
adición de sustancias alcalinas, como piedra caliza, cal o hidróxido de sodio, durante el procesamiento del mineral o mediante su colocación en capas dentro del depósito de residuos. La mezcla íntima de materiales alcalinos, como la piedra caliza finamente molida, con la roca puede ser efectiva a corto plazo, dependiendo de la cantidad, tipo y reactividad de los minerales sulfurosos presentes. Los aditivos más comúnmente utilizados incluyen hidróxido de sodio (NaOH), calcita (CaCO_3), cal (CaO , Ca(OH)_2), hidróxido de aluminio (Al(OH)_3) y carbonato sódico (Na_2CO_3).

La adición de estos materiales no solo neutraliza las aguas ácidas, sino que también crea un ambiente desfavorable para la oxidación de los materiales sulfurosos. En primer lugar, las bacterias que participan en la oxidación del hierro requieren un medio ácido para su actividad óptima. En segundo lugar, con un pH cercano al neutro, el hidróxido férrico se precipita y tiende a cubrir la superficie de los sulfuros, lo que evita su oxidación. Es frecuente que una roca contenga tanto minerales sulfurosos como minerales neutralizantes de ácido.

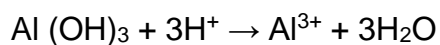
El balance entre los minerales sulfurosos y los minerales neutralizantes de ácido determinará si la roca creará condiciones ácidas en el agua, lo que a su vez afectará el tipo de procedimiento

experimental a emplear en los ensayos estáticos. Cuando los minerales sulfurosos reaccionan con los minerales neutralizantes de ácido, la neutralización resultante disminuirá la acidez y eliminará parte del hierro de la solución, lo que ocasionará una variación en el pH del medio.

La calcita (CaCO_3) es el mineral neutralizante de ácido más frecuente, ya que absorbe la acidez mediante la formación de HCO_3^- , H_2CO_3 o CaSO_4 (anhidrita o yeso).



Otros minerales consumidores de ácido, como el hidróxido de aluminio, también funcionan de manera similar:



Agregar fosfatos a los residuos mineros retrasa la oxidación de los sulfuros, debido a la formación de fosfatos de hierro insolubles como el $\text{Fe}_3(\text{PO}_4)_2$ y FePO_4 . Esto reduce la cantidad de hierro férrico disponible para reaccionar con los sulfuros como la pirita.

En investigaciones de laboratorio, se ha observado que la inclusión de apatito triturado puede disminuir la generación de aguas ácidas

hasta en un 96%. Asimismo, se han registrado casos donde el uso de apatito en combinación con caliza e hidróxido sódico ha permitido neutralizar el agua de una mina subterránea abandonada mediante el método de inundación de sus galerías.

2.3. MARCO CONCEPTUAL.

Beneficio:

Se trata de un conjunto de técnicas físicas, químicas y/o metalúrgicas aplicadas a los minerales extraídos, con el fin de aumentar su valor aprovechable.

Cianuración:

Es un proceso para extraer oro o plata de minerales triturados o molidos, mediante su disolución en una solución diluida de cianuro de sodio o calcio. Este proceso puede realizarse en tanques dentro de la planta de procesamiento o en montones de mineral al aire libre.

Cianuro de sodio:

Un compuesto químico altamente tóxico usado para disolver oro y plata en la pulpa de molienda

Minerales metálicos:

Son depósitos donde se obtienen metales y, por lo general, no se presentan en forma de rocas, sino en cantidades reducidas, lo que

requiere la explotación minera para acceder a ellos. Al extraerlos, suelen encontrarse unidos a fragmentos de rocas. Se denomina "mena" al mineral que contiene el metal deseado y "ganga" a la roca que lo acompaña.

Ley de mineral:

Se refiere a la concentración de oro, plata, cobre, estaño, etc. Presente en las rocas y en el material mineralizado de un yacimiento.

Lixiviación:

Es un procedimiento hidrometalúrgico que induce la disolución de un elemento contenido en un mineral, con el objetivo de recuperarlo en fases siguientes mediante electrólisis.

Pilas de lixiviación:

Se trata de acumulaciones de material mineral que se forman de manera mecánica, creando una estructura continua parecida a una torta o terraplén, con una altura de 6 a 8 metros y una ligera inclinación para permitir el flujo y la captura de las soluciones. Sobre esta estructura se rocía una solución ácida o básica para extraer el cobre de los minerales oxidados.

CAPÍTULO III

HIPÓTESIS Y VARIABLES

3.1. HIPÓTESIS DE TRABAJO.

3.1.1. Hipótesis general.

El empleo de técnicas operativas en planta para disminuir el consumo de cianuro durante la lixiviación de minerales de oro, es posible.

3.1.2. Hipótesis secundarias.

- El tipo de técnicas operativas en planta que se podrán emplear para reducir el consumo de cianuro, son químico-tecnológicas.
- Reducir el consumo de cianuro en la lixiviación del mineral aurífero, si es posible.

3.2. VARIABLES.

Variable Independiente:

Técnicas operativas.

Variable Dependiente.

Disminución del consumo de cianuro.

3.3. OPERACIONALIZACIÓN DE LAS VARIABLES.

VARIABLES	DEFINICIÓN OPERACIONAL	DIMENSIONES	INDICADORES
V. Independiente. Técnicas operativas	Técnicas empleadas para llevar a cabo el proceso de cianuración	1. Operativa	1.1. Análisis del mineral 1.2. Extracción por etapas
V. Dependiente: Disminución del consumo de cianuro	Empleo de una menor cantidad de cianuro en el proceso de recuperación del oro	1. Cuantitativa	1.1. Cantidad de cianuro empleado 1.2. Cantidad de oro recuperado.

CAPÍTULO IV

ESTRATEGIA METODOLOGICA

4.1. TIPO, NIVEL Y DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN.

Tipo de investigación: Aplicada

Nivel: Explicativa.

Diseño: Experimental.

4.2. POBLACIÓN Y MUESTRA.

4.2.1. Población.

Estuvo constituida por minerales auríferos con un alto contenido de cobre que son sometidos a lixiviación con ácido sulfúrico y luego con cianuro

4.2.2. Muestra:

La muestra estuvo conformada por minerales auríferos con contenido de cobre tomados en la planta Najash de Nasca.

4.3. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN.

Las técnicas a emplearse fueron las marchas analíticas para establecer la composición química de las muestras, la cantidad de reactivo que se debe emplear y la cantidad de cobre y oro recuperados.

4.4. INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE INFORMACIÓN.

Los instrumentos fueron los análisis de laboratorio y las corridas experimentales para verificar los valores de los parámetros del proceso.

4.5. TÉCNICAS DE ANÁLISIS E INTERPRETACIÓN DE DATOS.

Se hizo el análisis estadístico de datos, con las respectivas tabulaciones e interpretación y discusión de resultados.

CAPITULO V

DESARROLLO EXPERIMENTAL

5.1. TOMA DE MUESTRAS.

Las muestras de minerales de cobre oxidado utilizadas en la parte experimental de la tesis fueron recolectadas de la zona de recepción de minerales en la instalación de procesamiento "Najash", ubicada en la provincia de Nasca.

La muestra de mineral recolectada consiste en malaquita, azurita y cuprita, con una variedad de otras especies minerales y compuestos inorgánicos. Se destacan los tonos verdes de la malaquita, el azul de la azurita y el rojo oscuro de la cuprita. El peso total de la muestra fue de 10 kilogramos.

Se utilizó el método de muestreo por toma directa, conocido como "Grab Sampling", donde las muestras se recogen desde la superficie del mineral acumulado en las canchas de recepción mediante una pala, siguiendo un esquema predeterminado o aleatorio. Posteriormente, estas muestras individuales se mezclan para formar una única muestra representativa. Este método es ampliamente utilizado en las plantas de procesamiento de minerales.

5.2. PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS PARA EL ANÁLISIS.

Las muestras recolectadas fueron llevadas al laboratorio de la planta, donde se sometieron a un proceso de reducción de tamaño. Primero, se realizaron operaciones de chancado secundario para obtener partículas de hasta 1/2 pulgada, seguido por un proceso de pulverización para obtener un polvo fino con un diámetro mínimo de aproximadamente 200 micras, considerado ideal para el análisis. Durante estos procesos, se observó que el material obtenido

presentaba una variación en su granulometría, desde un polvo muy fino hasta partículas con un diámetro superior a 100 micras, lo que resultaba en la retención de algunas partículas en la malla del tamiz utilizado (malla 100, según la escala de tamices normalizada de Tyler).

Se pudo notar que el mineral pulverizado experimentaba un cambio de color notable, adquiriendo una tonalidad negra amarillenta con inclusiones verdes y azules. Este cambio permitía la observación de los cristales de los minerales oxidados de cobre mediante un microscopio mineralógico, lo que constituye lo que se conoce como análisis mineralógico de los minerales.

5.3. OBTENCIÓN DE LA MUESTRA REPRESENTATIVA.

Después de triturar el mineral, se siguió el método del cono y cuarteo para obtener una muestra representativa. Inicialmente, se formó un cono con el material triturado, luego se dividió en cuatro partes iguales. Dos de estas partes fueron eliminadas y las dos restantes se combinaron para formar una nueva muestra. Este proceso se repitió hasta obtener una muestra del tamaño deseado. Se comenzó con una muestra de 400 g, que se redujo a 50 g mediante este proceso iterativo de cono y cuarteo.

5.4. ANÁLISIS DEL MINERAL.

Antes de iniciar los experimentos específicos de la tesis, se llevó a cabo un análisis químico del mineral para conocer su composición. Se utilizaron métodos clásicos para determinar el porcentaje de los componentes principales, centrándose en el cobre:

Cobre soluble – Método del Cianuro de Potasio.

Aplicación

Este ensayo se realiza para cuantificar los óxidos de cobre presentes en el mineral.

Reactivos:

Ácido sulfúrico.

Hidróxido de amonio

Agua destilada.

Cianuro de potasio.

Procedimiento:

Se deben pesar 1,0 gramos de muestra cuando se trata de cabeza o relave, y 0,5 gramos cuando se trata de concentrado. Después, se agrega ácido sulfúrico concentrado en una cantidad de 10 mL y se

calienta hasta que se desprendan humos blancos. Una vez retirado del calor, se deja enfriar y se añaden 50 mL de agua destilada. Se vuelve a calentar hasta que hierva durante 5 minutos, se retira del calor, se deja enfriar y luego se filtra.

Se añade con precaución una cantidad excesiva de hidróxido de amonio al contenido del recipiente una vez que ha alcanzado una temperatura baja, y se lleva a ebullición durante cinco minutos más en la placa caliente. Posteriormente, se retira del calor y se deja enfriar antes de filtrar nuevamente, resultando en la formación de una masa grumosa de hidróxido de hierro de color pardo rojizo.

Se titula en frío con cianuro de potasio hasta que se forme un precipitado amarillo de cianuro de cobre $\text{Cu}(\text{CN})_2$. Para calcular la ley de cobre soluble, se utiliza la fórmula: $\% \text{Cu} = [\text{Gasto de KCN en mL} \times F \times 100] / \text{Peso de la muestra}$.

Cobre insoluble – Método del cianuro de potasio.

Aplicación.

Este método permite cuantificar los sulfuros de cobre presentes en el mineral de manera precisa.

Reactivos:

Ácido clorhídrico

Ácido nítrico

Clorato de potasio

Hidróxido de amonio

Agua destilada.

Procedimiento.

Pesar 1 g de muestra cuando es cabeza y relave y 0,5 g cuando es concentrado.

Se añaden 10 mL de ácido clorhídrico al contenido y se calienta hasta que se observen vapores blancos de vapor de agua. Después, se agregan 10 mL de ácido nítrico y una pequeña cantidad de clorato de potasio para acelerar la oxidación.

Después de evaporar el líquido hasta obtener una consistencia pastosa, se añaden 50 mL de agua destilada y hidróxido de amonio para precipitar el hierro. Tras calentar la mezcla en la plancha, se filtra y se lava el precipitado. Finalmente, se titula con cianuro de potasio.

La ley (%) de cobre insoluble se calcula con la misma fórmula empleada para el cálculo del cobre soluble.

Preparación de la solución estándar de KCN

Para preparar la solución patrón de cianuro de potasio, se pesan 21 gramos de esta sal de alta pureza y se disuelven en agua destilada hasta alcanzar un volumen total de un litro.

Determinación del Factor (F).

Para calcular el factor F, se pesan 0.5 miligramos de cobre metálico puro en tres recipientes, y se tratan con 10 mililitros de ácido nítrico de calidad pura (Q.P.), calentándolos hasta que se eliminen por completo los vapores nitrosos.

Se retira del calor y se deja enfriar antes de agregar 50 mililitros de agua destilada junto con 10 mililitros de hidróxido de amonio, volviendo a calentarlo hasta que hierva. Se aparta del calor, se deja enfriar y luego se titula con cianuro de potasio. Para calcular el factor (F), se utiliza la fórmula siguiente: $F = (\text{Peso del cobre}) / (\text{Volumen de KCN utilizado, en mililitros})$.

Cobre. Método iodométrico.

Aplicación.

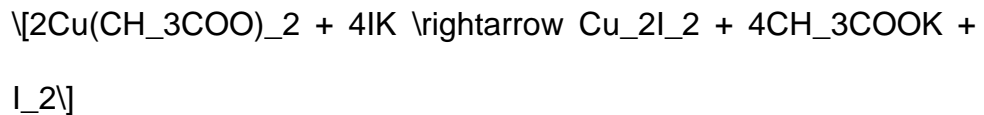
El método de ioduro es uno de los métodos más exactos que se conoce para la determinación del cobre en minerales.

Fundamento y calculo.

Este procedimiento se basa en la precipitación del cobre como yoduro cuproso al tratar una solución de sal de cobre con exceso de

yoduro de potasio. El yodo liberado se cuantifica utilizando una solución de tiosulfato de sodio. Las reacciones involucradas son:

1. Precipitación del yoduro cuproso:



2. Cuantificación del yodo liberado:



Para los cálculos:

- 1 litro de Na₂S₂O₃ 0.1N equivale a 6,357 g de Cu por litro.
- Para preparar una solución 0.1N de Na₂S₂O₃.H₂O, se necesitan 24,8105 g por litro.
- Por lo tanto, 1 mL de esta solución contiene 0,006357 g de cobre.

Este método se utiliza para determinar el porcentaje de cobre en un mineral, y ejemplifica un análisis que emplea el ion yoduro como agente reductor y el yodo como agente oxidante.

Preparación y estandarización de soluciones.

Las soluciones que se necesitan son: agua de bromo, suspensión de almidón y solución estándar de tiosulfato de sodio.

SUSPENSIÓN DE ALMIDÓN.

Esta combinación necesita ser preparada fresca. Se disuelve gradualmente 1 gramo de almidón soluble en agua para crear una pasta fina. Después, esta pasta se añade a 100 mL de agua hirviendo mientras se mezcla vigorosamente. Una vez enfriada, se incorporan 2 gramos de yoduro de potasio sólido y se agita hasta su completa disolución.

SOLUCIÓN ESTÁNDAR DE TIOSULFATO DE SODIO.

Se recomienda emplear esta solución unos días después de su preparación. Para lograr resultados altamente precisos, se debe estandarizar la solución simultáneamente con las titulaciones de las muestras problema:

- a. Se disuelven 20 g de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ en aproximadamente 500 mL de agua destilada fría, previamente hervida para eliminar el dióxido de carbono.
- b. Luego se añaden alrededor de 0,5 g de NaOH y se diluye la solución a un volumen de un litro.
- c. Se realiza la limpieza de 2 g de cobre electrolítico puro, primero con fibra de acero y luego con una solución de HCl.
- d. El cobre se pesa con precisión en un matraz Erlenmeyer de 250 mL.
- e. Se añaden 10 mL de ácido nítrico concentrado al matraz.

- f. Después de que la reacción haya cesado, se agrega 5 mL de agua de bromo saturada y se hierve la solución durante 2 minutos.
- g. La solución se diluye a 50 mL y se enfría.
- h. Se añade hidróxido de amonio gota a gota hasta que el hidróxido de cobre, inicialmente celeste, comience a disolverse, indicado por un cambio de color a azul más oscuro. Se debe evitar agregar tanto amoníaco que la solución se vuelva muy azul.
- i. Se añaden aproximadamente 5 mL de ácido acético glacial.
- j. La solución se traslada a un matraz volumétrico de 500 mL, se enfría y se diluye hasta alcanzar la marca de volumen.
- k. Se extraen 50 mL de esta solución usando una pipeta y se transfieren a un matraz Erlenmeyer de 250 mL.
- l. La solución se diluye a 100 mL y se agrega 3 g de KI previamente disueltos en unos 10 mL de agua destilada.
- m. Se titula con una solución de tiosulfato hasta que el color café del yodo haya desaparecido por completo.
- n. Se introduce 1 mL de solución de almidón y se continúa titulando hasta que el color azul empiece a desvanecerse.
- o. Se agrega 1 mL más de solución de almidón y 2 g de NH_4SCN disueltos en agua. El ion sulfocianuro reacciona con el yodo adsorbido en el Cu_2I_2 formado durante la titulación.
- p. Se titula hasta que el color cambie a un leve tono de tanino.

q. Finalmente, se calcula el título en cobre de la solución de tiosulfato: Título en Cu = Peso del Cu / mL de titulante.

Análisis del mineral.

El tratamiento que se describe sirve para disolver minerales que contienen sulfuros, óxidos o cobre metálico.

REACCIONES DURANTE EL ANÁLISIS.

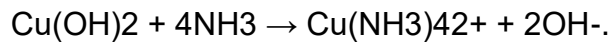
Las siguientes reacciones pueden ocurrir durante el análisis:

a. En la solución de HCl, el óxido de cobre se disolverá según la siguiente reacción: $\text{CuO} + 2\text{HCl} \rightarrow \text{Cu}^{2+} + 2\text{Cl}^- + \text{H}_2\text{O}$.

b. El sulfuro de cobre se disolverá solo si se añade ácido nítrico. Esto se debe a que el nitrato convierte el azufre libre en ión sulfato. Las reacciones involucradas son: $\text{S}^{2-} + 2\text{NO}_3^- + 4\text{H}^+ \rightarrow 2\text{NO}_2 + \text{S} + 2\text{H}_2\text{O}$ y $\text{S} + 4\text{NO}_3^- + 4\text{H}^+ \rightarrow \text{SO}_2 + 4\text{NO}_2 + 2\text{H}_2\text{O}$. Estas reacciones reducen la concentración del ion sulfuro por debajo de la constante de producto de solubilidad para el CuS, lo que permite que el CuS se disuelva.

c. La adición de hidróxido de amonio neutraliza el exceso de ácido y aumenta la concentración de OH⁻, lo que hace que el hidróxido de cobre precipite. Si se agrega demasiado amoníaco, se disolverá el

hidróxido de cobre formando un ion complejo de color azul oscuro:



d. Se agrega bifluoruro de amonio para formar un ion complejo muy estable con los iones férricos, evitando que reaccionen con el ion yoduro y produzcan yodo libre: $\text{Fe}^{3+} + 6\text{F}^- \rightarrow \text{FeF}_6^{3-}$.

e. El ftalato ácido de potasio actúa como un buffer, manteniendo el pH entre 3,5 y 4,5, ya sea neutralizando un exceso de H^+ o de OH^- :
 $\text{HC}_8\text{H}_4\text{O}_4^- + \text{H}^+ \rightarrow \text{H}_2\text{C}_8\text{H}_4\text{O}_4$ o $\text{HC}_8\text{H}_4\text{O}_4^- + \text{OH}^- \rightarrow \text{C}_8\text{H}_4\text{O}_4^{2-} + \text{H}_2\text{O}$.

f. Los iones cúpricos oxidan el ion yoduro a yodo libre: $2\text{Cu}^{2+} + 4\text{I}^- \rightarrow \text{Cu}_2\text{I}_2 + \text{I}_2$. El yoduro cuproso precipita y adsorbe el I_2 , a menos que haya suficientes iones sulfocianuro para desplazar el yodo, formando un ion complejo débil, el triyoduro: $\text{I}_2 + \text{I}^- \rightarrow \text{I}_3^-$.

g. El ion triyoduro es reducido a yoduro por los iones tiosulfato de la solución estándar: $\text{I}_3^- + 2\text{S}_2\text{O}_3^{2-} \rightarrow 3\text{I}^- + \text{S}_4\text{O}_6^{2-}$.

PROCEDIMIENTO.

El mineral se disuelve y analiza de acuerdo con los siguientes pasos:

a. Se procede a secar el mineral durante una hora a una temperatura entre 105 y 110°C. Es importante no sobresecarlo, ya que esto

podría provocar la oxidación de los sulfuros presentes en el mineral debido al oxígeno del aire.

b. En ausencia de matraces de cobre, se pesan muestras de 1 g de mineral en matraces Erlenmeyer de 500 mL.

c. Se añaden 10 mL de ácido clorhídrico concentrado a los matraces.

d. Se hierve la solución hasta reducir el volumen a 5 mL.

e. Posteriormente, se adicionan 10 mL de ácido nítrico concentrado.

f. Se continúa hirviendo la solución hasta reducir el volumen a unos 10 mL.

g. Se agrega nuevamente 10 mL de ácido clorhídrico concentrado y se hierve hasta reducir el volumen a unos 10 mL.

h. Después de enfriar, se añaden con precaución 10 mL de ácido sulfúrico concentrado.

i. Se hierve la solución para evaporar al menos 5 mL de líquido del matraz. Se continúa hirviendo hasta que por la boca del matraz

salgan vapores blancos de ácido sulfúrico durante al menos 30 segundos, garantizando así la completa eliminación del ácido clorhídrico por volatilización.

j. Tras enfriar, se agrega 20 mL de agua y se calienta hasta que aparezcan nuevamente los humos blancos y densos por la boca del matraz.

k. Una vez enfriada la solución, se diluye a un volumen de 25 a 30 mL.

l. Se adiciona hidróxido de amonio hasta que el color verde comience a tornarse azul.

m. Se añaden 2 g de bifluoruro de amonio (NH_4HF_2) y se agita hasta su completa disolución.

n. Se agregan 3 gramos de yoduro de potasio y se disuelven.

o. Opcionalmente, se puede agregar y disolver un gramo de ácido de potasio para funcionar como buffer, aunque rara vez es necesario.

p. Usando almidón como indicador, se titula con tiosulfato de sodio hasta que el color café del iodo desaparezca.

q. Finalmente, se calcula el porcentaje de cobre en el mineral multiplicando el título obtenido por el volumen de titulación para determinar la cantidad de cobre presente en el mineral.

Errores del método

Este análisis puede verse afectado por varias fuentes de error, sin embargo, con las precauciones adecuadas se pueden lograr resultados excelentes.

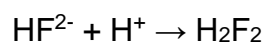
IONES FÉRRICOS.

El Fe^{3+} y el Cu^{2+} tienen la capacidad de oxidar al ion I^- , a menos que el ion férrico sea eliminado de la solución. Esto se expresa en la reacción: $2\text{Fe}^{3+} + 2\text{I}^- \rightarrow 2\text{Fe}^{2+} + \text{I}_2$. Para prevenir esta reacción al utilizar NH_4HF , se añaden iones fluoruro, los cuales forman un complejo estable con el hierro.

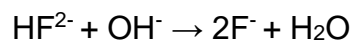
CONTROL DEL pH.

Cuando el pH supera 4,5, el ion Cu^{2+} reacciona con el ion OH^- , lo que causa su precipitación como $\text{Cu}(\text{OH})_2$ y resulta en una oxidación parcial del ion I^- . Por otro lado, si el pH es inferior a 3,5, tanto el As^{5+} como el Sb^{5+} , si están presentes, pueden oxidar el ion I^- .

El antimonio exhibe un comportamiento análogo. Por lo tanto, es crucial que la solución a analizar se mantenga en un rango de pH entre 3,5 y 4,5. Normalmente, el ion bifluoruro del NH_4HF_2 actúa como un agente regulador adecuado, aunque a menudo se añade ftalato ácido de potasio como un buffer adicional. El ion bifluoruro bufferiza del mismo modo que el ion biftalato, con exceso de H^+ :



Y con exceso de OH^- :



ADSORCIÓN DEL I_2 SOBRE EL Cu_2I_2 .

El yoduro cuproso precipitado muestra una alta capacidad de adsorción de I_2 , a menos que haya cantidades significativas de SCN^- presentes para competir por la adsorción. Esto desplaza el I_2 de las superficies de los cristales de yoduro cuproso.

INESTABILIDAD DE LA SOLUCIÓN DE TIOSULFATO.

El tiosulfato se descompone en soluciones ácidas o neutras, así como en presencia de oxígeno del aire, formando azufre y sulfatos o sulfitos. Aunque agregar NaOH o Na_2CO_3 estabiliza la solución en cierta medida, es recomendable realizar las titulaciones y

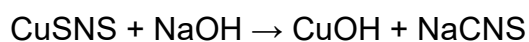
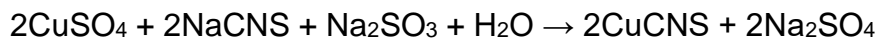
estandarizaciones el mismo día para evitar posibles cambios en la concentración del tiosulfato.

Cobre - Método del permanganato de potasio.

FUNDAMENTO.

Este método se basa en la precipitación del cobre como tiocianato cuproso, el cual se descompone utilizando NaOH al 7 % - 8 % y luego se hierve. Después de lavar el filtro con agua caliente, la solución se acidifica con H₂SO₄ (1:1) y se titula con una solución estándar de permanganato de potasio hasta que se obtenga un color rosa permanente.

El método se basa en las reacciones siguientes:



Durante la manipulación de este método, la solución de sulfocianuro cuproso puede experimentar una oxidación incompleta.

PROCEDIMIENTO:

1. Se pesa de 0.5 a 2.0 gramos de muestra, previamente tamizada a través de una malla-100, en un matraz Erlenmeyer de 300 mL.
2. Se añaden 10-15 mL de ácido nítrico y se procede a atacar a fuego lento. Cuando cese la liberación de vapores nitrosos, se añaden 0.1 g de clorato de potasio y se continúa el ataque a fuego lento hasta que el volumen se reduzca a unos 7 mL aproximadamente.
3. Después, se agrega 5-10 mL de ácido clorhídrico y se sigue atacando hasta que el volumen sea de aproximadamente 7 mL.
4. Luego, se adicionan 5 mL de ácido sulfúrico y se continúa el ataque hasta que empiecen a desprenderse vapores blancos. Se procede a evaporar sobre la plancha caliente hasta obtener un estado pastoso, luego se baja el calor y se deja enfriar.
5. Se agrega con precaución 30 mL de agua y se calienta hasta la ebullición, hirviendo durante 5 minutos antes de retirar del calor.
6. La solución se filtra en caliente usando un filtro N° 2 o N° 4, recolectando el filtrado en un matraz Erlenmeyer de 300 mL y lavando bien los recipientes, utilizando una varilla con goma

si es necesario. Se lava el precipitado 5 veces con agua caliente y se descarta el residuo del filtro.

7. Se neutraliza la solución con amoníaco hasta que aparezca un precipitado de hierro, luego se agrega ácido clorhídrico gota a gota hasta que el precipitado desaparezca. Se añaden dos gotas de exceso y se lavan las paredes del frasco con agua caliente.
8. Posteriormente, se agregan 10-20 mL de una solución de sulfito de sodio al 10% y se calienta.
9. Se incorporan 5-10 mL de una solución de sulfocianuro de sodio al 10% y se hierve durante unos minutos más. Si el color rojo persiste, se agrega más sulfito. El precipitado resultante debe ser blanco lechoso.
10. La solución caliente se filtra utilizando un filtro N° 5 (o un filtro doble N° 2 y N° 4), trasladando todo el precipitado al filtro y lavando bien el frasco. Se lava el precipitado del filtro 5 veces con agua caliente y se descarta el filtrado.
11. Se coloca el matraz de 300 mL debajo del embudo y se disuelve el precipitado de CuCNS con una solución caliente de NaOH al 7%, lavándolo dos veces y removiendo bien el precipitado.
12. Se lava el precipitado 6 veces con agua caliente y se descarta el residuo del filtro.

13. La solución se deja enfriar y luego se agregan 25 mL de ácido sulfúrico (1:1) al matraz, titulándolo con una solución estándar de permanganato de potasio.
14. Se realiza una prueba en blanco utilizando los mismos reactivos y se descuenta del resultado de la titulación. Finalmente, se calcula el porcentaje de cobre utilizando la fórmula proporcionada.

$$\%Cu = \frac{\text{mL de la titulación} \times \text{factor de la solución} \times 100}{\text{Peso de muestra.}}$$

NOTAS.

1. En el caso de muestras que son pacas o coloreadas, se recomienda iniciar el ataque con ácido clorhídrico, seguido de ácido nítrico y finalmente ácido sulfúrico con esfumado. Se sugiere evitar el uso de clorato de potasio.
2. Si las muestras no contienen una cantidad significativa de material insoluble, es factible omitir el primer proceso de filtración.
3. Para muestras que contienen sulfuros, se puede prescindir del proceso de sulfatización. Se procede a atacarlas con ácido nítrico primero, seguido de ácido clorhídrico. Cuando la solución adquiere una consistencia siruposa, se añaden gotas de ácido sulfúrico y se lleva a la sequedad. Luego, se enfría, se diluye, se hierve y se filtra, continuando con el procedimiento.

4°. Al utilizar ácido sulfúrico comercial (en una proporción de 1:1) para la titulación, es importante tener precaución con el valor del blanco, ya que puede variar dependiendo del tipo de ácido sulfúrico utilizado.

Se sugiere purificar el ácido sulfúrico comercial (en una proporción de 1:1) antes de su dilución. Para ello, se vierte el ácido sulfúrico en un matraz de 600 mL y se añade gradualmente, mientras se agita, 1 gramo de clorato por litro. La mezcla se lleva a ebullición y se deja enfriar hasta el día siguiente, una vez que esté clara.

REACTIVOS.

SOLUCION DE SULFITO DE SODIO AL 10%.

Preparar una solución de sulfito de sodio al 10% disolviendo 100 gramos de sulfito de sodio en un litro de agua destilada. Preparar una solución de sulfocianuro de sodio al 10% disolviendo 100 gramos de sulfocianuro de sodio en un litro de agua destilada.

SOLUCION DE HIDROXIDO DE SODIO AL 7 %.

Disolver 70 gramos de hidróxido de sodio en un litro de agua destilada.

ACIDO SULFURICO (1:1).

Para preparar la solución, añada un litro de ácido sulfúrico a un litro de agua destilada, vertiendo cuidadosamente el ácido sobre el agua

gradualmente. Evita hacerlo al revés para evitar salpicaduras de ácido.

ESTANDARIZACION DEL PERMANGANATO DE POTASIO.

5,64 g/litro

1 mL = 0,002 g de Cu

Es recomendable preparar la solución al menos 30 días antes de su uso y utilizar solución de permanganato que haya sido envejecida durante aproximadamente 40 días antes de su valoración.

Para mejorar la calidad de una solución recién preparada, se puede hervir en un recipiente de 6000 mL durante unos 30 minutos. Después de enfriar, se puede proceder a valorarla.

Para obtener el factor de 0,002 g de cobre por mL, se sigue este procedimiento: se pesan 0,0500 g de cobre electrolítico en 6 vasos de 250 mL o matraces Erlenmeyer de 250 mL, y en otros 6 vasos se pesan cantidades entre 0,0200 y 0,0900 g. Luego, se trata con 10 mL de ácido nítrico (1:1), seguido de 3-5 mL de ácido sulfúrico, se evapora, se enfría, se diluye, se neutraliza y se continúa según el método.

Para la titulación de 0,050 g de cobre, se requieren 25,1 mL, con ajustes necesarios. Antes de la valoración, se agita la solución durante unos 30 minutos en recipientes de 40 litros. Se efectúa una

prueba en blanco, que suele absorber 0,1 mL o 0,05 mL si el ácido sulfúrico es puro, variando si es comercial. Luego de los ajustes, se titulan los recipientes con diferentes pesos, restando el valor del blanco en la lectura. Dividiendo los pesos utilizados entre los mililitros de solución gastada, se obtiene el factor exacto, que debería ser aproximadamente 0,0020 g de cobre por mL en este caso.

Ejemplo:

Se han tomado 6 vasos con peso de 0,050 g de Cu y se han tomado otros pesos como: 0,0665, 0,0363; 0,0942; 0,0682 y 0,0571 g. Se agita la solución media hora y se valoran los dos primeros vasos de peso 0,05 g suponiendo que han titulado 25,3 mL. Esto indica que está diluido 0,2 por cada 25,1 mL se hace las correcciones como sigue. Para carboys de 40 litros. Descontando los mL que se han gastado en valorar los 2 primeros vasos, que es: 50,6 mL quedan: 39 949, 4 mL.

Si en 25,1 ----- 0,2 mL

 39 949,4 ----- X

$$X = \frac{39\,949,4 \times 0,2}{25,1} = 318,3 \text{ mL}$$

En los 40 litros hay 318,3 mL de agua de dilución. Habrá que agregar sal de permanganato de potasio.

Si para 1000 mL----- 5,64 g

318,3 ----- x

$$X = \frac{318,3 \times 5,64}{1000} = 1,795 = 1,8 \text{ g}$$

Se agregará 1,8 g de permanganato, se agita y se valora nuevamente. Suponiendo que en esta nueva valoración da en la titulación 25,1 mL.

Se valoran los otros casos de diferentes pesos, los cuales titulan:

1) 0,0665 g ----- 33,4 mL

2) 0,0363 g ----- 18,2 mL

3) 0,0542 g ----- 27,15 mL

4) 0,0662 g ----- 34,05 mL

5) 0,0571 g ----- 28,65 mL

6) Blanco ----- 0,1 mL

$$1) \frac{0,0665}{33,3} = 0,001997 \text{ g de Cu}$$

$$2) \frac{0,0363}{18,1} = 0,002006 \text{ g de Cu}$$

$$3) \frac{0,0942}{27,05} = 0,002005 \text{ g de Cu}$$

$$4) \frac{0,0682}{27,05} = 0,002008 \text{ g de Cu}$$

33,95

$$5) \frac{0,0571}{28,55} = 0,00200 \text{ g de Cu}$$

El factor promedio será 0,002004 g de Cu por mL. Se considerará solamente como 0,00200 g de Cu.

ESTANDARIZACION CON OXALATO DE SODIO.

Se sugiere calentar el oxalato de sodio a 105°C durante una hora y dejarlo enfriar en un desecador. Luego, se pesan 0,0240 g de oxalato en un vaso de 400 mL y se agregan 250 mL de agua destilada caliente junto con 25 mL de ácido sulfúrico en una proporción de 1:1. La mezcla se mantiene en un lugar cálido sin hervir. Después de lavar el vaso, se titula con la solución de permanganato de potasio a una velocidad de 25 a 35 mL por minuto hasta que aparezca un color rosa. Al acercarse al cambio de color, se añaden gotas de la solución de permanganato de potasio una a una.

NOTA:

A veces, el color rosa puede desaparecer durante la titulación. En tal caso, se sugiere calentar a 70°C y completar la titulación añadiendo gotas de solución titulante poco a poco.

Para evitar esta situación, se recomienda realizar siempre la titulación a 70°C y nunca llevar el vaso que contiene oxalato a ebullición.

Para una muestra de 0,240 g de oxalato, se necesitarían 20,1 mL para un factor de 0,002 gramos de Cu por mL. Sin embargo, al usar diferentes pesos de oxalato, el factor del oxalato siempre debe ser 0,012. Por lo general, el consumo de la solución titulante en el blanco es de 0,1 mL.

Oro – método de la mufla eléctrica.

PROCEDIMIENTO

1. Seleccionar una muestra de 0,5 A.T. para concentrados de Pb, Zn y Cu, y de 1,0 A.T. para cabezas y colas, previamente preparada a malla -100, en un crisol de 30 gramos, con aproximadamente 65 gramos de flux (usar entre 85 y 90 g de flux para 1,0 A.T).
2. Agregar una pequeña cantidad de nitrato de plata y mezclar bien con una espátula. Colocar un clavo de 5 pulgadas o, en su defecto, 10 g de nitrato de potasio. Para minerales pacos, no utilizar clavos ni nitrato, en su lugar, emplear 5 gramos de harina.

3. Introducir el crisol en la mufla eléctrica y aumentar gradualmente la temperatura hasta alcanzar los 1100°C, proceso que suele durar entre 50 y 60 minutos. Se sabe que el mineral ha fundido cuando el crisol se torna transparente.
4. Retirar el crisol de la mufla y verter el contenido en un molde cónico, dejando que se enfríe (previamente calentar el molde en la mufla durante 2-3 minutos para evitar salpicaduras de escoria al verter).
5. Separar la escoria del metal con la ayuda de un martillo y moldear el metal en forma cúbica.
6. Realizar el proceso de escorificación y vertido como en el paso anterior (cuando hay presencia de Bi o As, se recomienda realizar dos veces la escorificación).
7. Colocar el cubo de metal en una copela previamente calentada durante 15 a 20 minutos a 1000°C.
8. Proceder con la copelación según el método anterior.

9. Retirar la copela de la mufla y dejarla enfriar completamente (en el caso de muestras solo para plata, pesar el botón después de enfriarse y reportar en onzas por tonelada cuando no se haya utilizado nitrato de plata).
10. Limpiar el botón de plata, que también puede contener oro, con una brocha especial y colocarlo en un crisol de porcelana. Agregar ácido nítrico (1:7) si el botón es grande o (1:5) si es pequeño, y calentar lentamente hasta que no se observe un ataque significativo a la plata. Enfriar.
11. Descartar con cuidado la solución, agregar ácido nítrico (1:1) y continuar calentando suavemente hasta que toda la plata haya reaccionado. Si es necesario, se puede decantar y añadir ácido en la misma proporción. Evitar el calentamiento excesivo, ya que el oro puede sedimentarse en pequeñas partículas que se pierden durante el lavado o decantación, lo que puede afectar los resultados.
12. Decantar la solución con precaución y lavar el oro tres veces por decantación con agua amoniacal caliente (1:7).

13. Añadir alrededor de 5 cc de amoníaco y calentar suavemente.
Después, enfriar, decantar y lavar dos veces con agua caliente mediante decantación.
14. Secar el crisol en una plancha y luego en el horno durante 20 segundos.
15. Una vez enfriado, pesar el botón de oro y expresar el resultado en onzas por tonelada o de acuerdo con las especificaciones requeridas.

5.5 DESARROLLO EXPERIMENTAL DE LA LIXIVIACIÓN DINÁMICA EN CALIENTE.

3.5.1. Generalidades.

La lixiviación dinámica en caliente se realiza con un reactor, conocido como tanque agitado, compuesto por un recipiente de plástico termo resistente de 2 litros. La tapa tiene tres orificios: uno para el eje del mezclador de paletas, accionado por un motor con velocidades regulables; otro para el termómetro de control de temperatura; y el tercero para la salida de un tubo, conectado a una manguera que va al absorbedor-mezclador. Este último captura los gases generados por la reacción del ácido con los componentes del mineral.

3.5.2. Determinación de los parámetros óptimos para la lixiviación.

a. Concentración del ácido sulfúrico.

Se llevaron a cabo diversas pruebas para determinar la concentración óptima de ácido sulfúrico para la lixiviación del mineral, abarcando concentraciones desde el 5% hasta el 10%. Estos ensayos se realizaron considerando también otros parámetros relevantes. De acuerdo con los resultados obtenidos, se determinó que el porcentaje adecuado de ácido es del 10%.

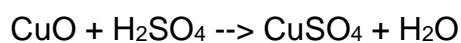
Basándonos en el cálculo estequiométrico y en el análisis del mineral para determinar la concentración de cobre soluble, se encuentra que la muestra tiene una ley del 6,18% en cobre soluble:

Si 100 g de mineral contienen 6,18 g de Cu

Entonces 500 g de mineral contienen x g de cobre

$$X = (6,18 \times 500) / 100 = 30,90 \text{ g de Cu}$$

Planteamos la ecuación química:



Consideramos que en el óxido de cobre que tiene un peso molecular de 79,55 g contiene 63,55 g de cobre, lo que quiere decir que:

Si 63,55 g de Cu reaccionaron 98,08 g de H₂SO₄

Entonces:

30,90 g de Cu que tiene la muestra reacciona con X g de ácido

$$X = (30,90 \times 98,08) / 63,55 = 47,69 \text{ g de ácido.}$$

Esto implica que los 500 g de muestra contienen cobre que necesita 47,69 g de ácido sulfúrico para reaccionar estequiométricamente, lo cual equivale a un cierto volumen en mL:

$$V = M/\rho = 47,69/1,84 = 25,92 \text{ mL}$$

Se procede a determinar el porcentaje que representará 47,69 g de ácido sulfúrico en una solución de 1 500 mL de este ácido:

Partimos de la ecuación:

$$V_{ac.} = (C_1 \times V \times \rho_1) / (\rho_2 \times C_2) = \text{mL}$$

Donde:

- V_{ac.} - Volumen de ácido necesario para preparar la solución, en mL
- C₁ - Concentración (porcentaje) que se pide, en %

- V - Volumen de la solución a preparar, mL
- ρ_1 - Densidad de la solución al porcentaje que se pide, g/mL (se obtiene de las tablas)
- ρ_2 - Densidad del ácido concentrado, g/mL
- C_2 - Concentración del ácido concentrado, en %

De esa fórmula despejamos C_1 :

$$C_1 = (V_{ac} \times \rho_2 \times C_2) / (V \times \rho_1)$$

Reemplazando valores tenemos:

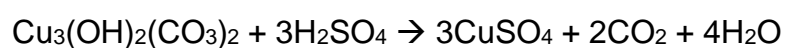
$$C_1 = (25,92 \times 1,84 \times 98) / (1\ 500 \times 1,026)$$

$$C_1 = 3,04\%$$

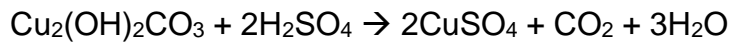
Siguiendo el cálculo teórico, se realizaron ensayos utilizando porcentajes ligeramente superiores, considerando la posible presencia de otros elementos y compuestos en el mineral que pueden consumir ácido. Los porcentajes ensayados fueron: 4, 5, 6, 7, 8, 9 y 10%.

Las ecuaciones químicas representan las reacciones que ocurren entre las especies mineralógicas de cobre y el ácido sulfúrico durante el proceso de lixiviación:

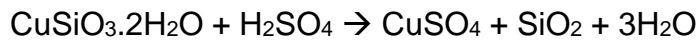
Con la Azurita:



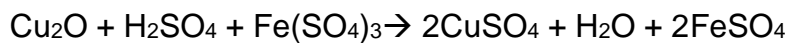
Con la malaquita:



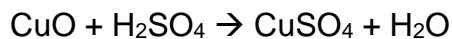
Con la crisocola:



Con la cuprita:



Con la tenorita:



b. Granulometría.

La lixiviación con agitación en caliente requiere que el mineral tenga una granulometría muy fina para garantizar un proceso eficiente y rápido. Para separar los sólidos en fracciones de tamaño específico, se realiza un análisis granulométrico. En nuestro estudio, realizamos este análisis colocando una muestra del mineral sobre el tamiz con la malla más grande de una serie de tamices. Luego, se dispusieron los tamices restantes debajo en orden descendente según el tamaño de las mallas. La columna de tamices, con la muestra

en el superior, se fijó en un sacudidor universal y se agitó durante 20 minutos. Después, se recolectó y pesó el material retenido en cada uno de los tamices de la serie.

Para el ensayo se escogieron mallas, cuyos números en la escala Tyler, van desde 6 hasta 200, y sus datos son:

TABLA 5.1

DATOS DE LOS TAMICES EMPLEADO, SEGÚN LA ESCALA TYLER

Número de malla, serie Tyler	Apertura de malla en micrones	Tamaño medio de la partícula, micrones
6	3,327	3,657
8	2,362	2,845
10	1,651	2,006
14	1,168	1,410
20	833	1,000
28	589	711
35	417	503
48	295	356
65	208	252
100	147	178
150	104	126
200	74	89

NOTA:

La primera columna muestra el número de malla según la escala de tamices de Tyler, obtenida de la tabla en el apéndice. La segunda columna indica la apertura nominal de las mallas en micrones, que es obtenida igualmente de la tabla en el apéndice.

La tercera columna indica el tamaño promedio de las partículas de la fracción de muestra retenida por cada tamiz. Este cálculo se realiza tomando la media aritmética de las dos aperturas de malla utilizadas para obtener dicha fracción. Por ejemplo, si el material pasa a través del tamiz de malla 14 y es retenido por la malla 20, con aperturas de 1,168 y 833 micrones respectivamente, el tamaño promedio de la partícula será:

$$(1,168 + 833) / 2 = 1,000 \text{ micrones.}$$

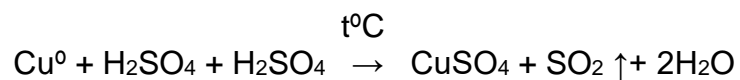
Los ensayos muestran que a medida que las partículas de mineral son más pequeñas, la eficiencia en la recuperación del cobre aumenta.

c. Velocidad de agitación.

Dado que el sólido es fino y la solución ácida no es viscosa, se puede suspender la mezcla mediante agitación. Se utilizó un agitador de paletas planas con eje flexible, accionado por un motor regulable. Se realizaron ensayos para determinar las velocidades de agitación necesarias, evaluando un rango entre 250 y 450 rpm. Los resultados indicaron que la velocidad óptima es de 350 rpm.

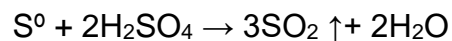
d. Determinación de la temperatura adecuada.

Durante la lixiviación dinámica a altas temperaturas, que pueden alcanzar los 70°C, se produce un notable desprendimiento de gases, principalmente SO₂. Este gas resulta de la reacción entre el ácido sulfúrico y el cobre a altas temperaturas, según la siguiente reacción:

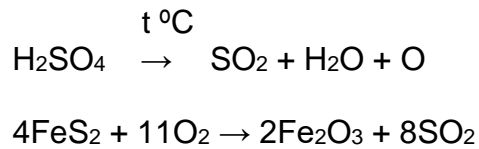


Una molécula de ácido sulfúrico oxida el cobre, generando dióxido de azufre, mientras que la otra molécula de ácido se combina con el cobre para formar la sal de sulfato de cobre.

Dentro del reactor, cierta cantidad de minerales sulfurados liberan azufre elemental en presencia del ácido y el sulfato de cobre. A la temperatura de trabajo, este azufre reacciona con el ácido sulfúrico, produciendo dióxido de azufre y agua, como se muestra en la siguiente reacción:



También existe la posibilidad de que las piritas presentes en la muestra reaccionen con el oxígeno generado durante la descomposición térmica parcial del ácido sulfúrico, formando dióxido de azufre. Las reacciones que tienen lugar son las siguientes:



El aumento en la liberación de este gas es proporcional a la temperatura de operación, lo que sugiere que la temperatura óptima para el proceso debe ser lo más baja posible para evitar una contaminación significativa del aire. Este efecto se atenúa considerablemente con la implementación del sistema propuesto en este trabajo. Las temperaturas evaluadas en este estudio son 40, 50, 60 y 70 °C, y se ha determinado que la temperatura ideal para el proceso es de 60 °C.

e.- Tiempo de lixiviación.

Durante el proceso de lixiviación, es esencial supervisar la duración para determinar el punto económico óptimo, es decir, el momento en el que se extraiga el máximo rendimiento de cobre manteniendo la rentabilidad. Se evaluaron diversos intervalos de tiempo, desde 30 hasta 90 minutos, y se concluyó que el período adecuado es de 70 minutos, dentro de las condiciones ideales del proceso.

DESARROLLO DE LA LIXIVIACIÓN EXPERIMENTAL.

Una vez establecidos los parámetros óptimos para una lixiviación dinámica eficaz, se llevó a cabo ajustando los siguientes valores:

- Tamaño de partícula: 0,074 mm
- Concentración del ácido: 10%
- Velocidad de agitación: 350 rpm
- Temperatura de trabajo: 60°C
- Tiempo de lixiviación: 70 minutos
- Relación muestra:solución ácida: 1:3
- Cantidad de muestra por corrida: 500 g
- Volumen de solución ácida: 1500 mL

Se llevaron a cabo múltiples ensayos utilizando estos valores con el objetivo de establecer criterios para optimizar el rendimiento del equipo captador de SO₂. La secuencia utilizada para realizar la lixiviación dinámica a altas temperaturas fue la siguiente:

MUESTREO

En la zona de recepción de minerales, se recolectaron varias muestras de un lote de mineral utilizando una pala. Estas muestras se combinaron y pesaron, alcanzando un total de 50 kg. El mineral muestreado principalmente comprendía minerales de cobre oxidados, con una notoria presencia de malaquita, azurita y cuprita.

CHANCADO

El mineral muestreado se lleva a la trituradora con el fin de reducir el tamaño de las piezas grandes a un máximo de 1/2" de diámetro.

Durante el proceso de trituración, se producen partículas de distintos tamaños, con una proporción mayor de material más fino que lo especificado por las dimensiones requeridas por la trituradora, que en este caso es de 1/2".

MOLIENDA.

El mineral chancado todavía contiene una cantidad significativa de partículas de tamaño relativamente grande (1/2" y menos), las cuales necesitan ser reducidas a un tamaño mucho más pequeño. Este proceso se lleva a cabo utilizando un molino, el cual disminuye el tamaño de las partículas del mineral hasta alcanzar los 0,074 mm. En nuestra situación, la meta de la molienda es alcanzar una disminución del tamaño de las partículas hasta la malla -200. Esto permite que las partículas sólidas, junto con la solución ácida, puedan suspenderse dentro del reactor, actuando como si fueran un líquido convencional.

TAMIZAJE.

Después de obtener la muestra pulverizada, se realiza la clasificación del tamaño de las partículas utilizando tamices con diferentes aberturas de malla. Se selecciona el material que pasa a través de la malla -200, lo que significa que su diámetro máximo es de 0,074 mm.

PESAJE.

Una vez obtenido el material pulverizado, se procede a pesarlo, teniendo en cuenta una cantidad de 500 g, para cargar el tanque agitado (reactor).

PREPARACIÓN DE LA SOLUCIÓN ÁCIDA.

En un recipiente de 2000 mL, se prepara la solución ácida utilizando ácido sulfúrico al 10%. La cantidad de reactivo requerido para esta preparación se determina mediante la siguiente ecuación:

$$V_{ac.} = (C_1 \times V \times \rho_1) / (\rho_2 \times C_2) = \text{mL}$$

Donde:

$V_{ac.}$ - Volumen de ácido necesario para preparar la solución, en mL

C_1 - Concentración (porcentaje) que se pide, en %

V - Volumen de la solución a preparar, mL

ρ_1 - Densidad de la solución al porcentaje que se pide, g/mL (se obtiene de las tablas)

ρ_2 - Densidad del ácido concentrado, g/mL

C_2 - Concentración del ácido concentrado, en %

Reemplazando valores en la fórmula tenemos:

$$V_{ac.} = (10 \times 1500 \times 1,021) / (1,84 \times 98) = 84,93 \text{ mL}$$

Se requiere, entonces, de 84,93 mL de H₂SO₄ concentrado

En un recipiente de 2000 mL, se añade alrededor de un litro de agua destilada. Posteriormente, con precaución y agitando constantemente, se incorpora la cantidad previamente calculada de ácido sulfúrico. Una vez que se ha agregado todo el ácido, se completa el volumen hasta 1500 mL con agua destilada, manteniendo la agitación continua.

ACONDICIONAMIENTO.

En el reactor, se coloca primero la solución preparada y luego se agrega el mineral pesado. Después, se sella el recipiente y se instalan los dispositivos requeridos, como el termómetro, el agitador y el tubo de desprendimiento conectado al absorbedor-mezclador. Luego, se comienza a calentar usando una resistencia eléctrica hasta alcanzar una temperatura de 60°C.

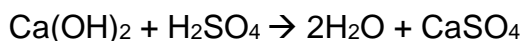
LIXIVIACIÓN

Una vez que el sistema está preparado, se comienza la lixiviación del mineral, manteniendo la temperatura constante en 60°C y la velocidad de agitación en 350 rpm durante todo el proceso. La lixiviación se lleva a cabo durante 70 minutos. Al finalizar este tiempo, se detiene el equipo, se permite que el líquido decante y se separa la solución líquida que contiene los sulfatos de la parte sólida, que corresponde al relave.

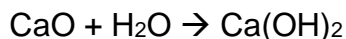
5.6. NEUTRALIZACIÓN DEL RELAVE

El relave resultante de la lixiviación ácida, una vez separado el extracto líquido que contiene el cobre (sulfato de cobre), recibe una porción de solución alcalina al 10% de CaO, la cual se somete a agitación en el mismo reactor para neutralizar el ácido y luego descargarlo o bombearlo hacia las celdas de cianuración donde se procederá a extraer el oro según ese proceso.

En la neutralización el óxido de calcio en el agua forma el hidróxido de calcio, el mismo que reacciona con el ácido sulfúrico residual que queda en el relave y el líquido que lo humedece, según la siguiente reacción:



El hidróxido de calcio se obtiene disolviendo óxido de calcio en agua. Cuando el óxido de calcio, también conocido como cal, entra en contacto con el agua, se produce una reacción que da lugar al hidróxido de calcio, como se indica a continuación:



CAPÍTULO VI

RESULTADOS

6.1. RESULTADOS OBTENIDOS.

6.1.1. Del análisis de la muestra.

TABLA 6.1
COMPOSICION DE LA MUESTRA SEGUN EL ESTUDIO
MINERALÓGICO

MINERAL	EXISTENCIA
Hematita	+
Azurita	+
Limonita	+
Malaquita	+
Crisocola	+
Cuprita	+
Cuarzo	+
Oro	+
Plata	+

Fuente. Datos experimentales.

La tabla 6.1 presenta los resultados del análisis mineralógico de la muestra. Según el examen microscópico, se identificó la presencia de azurita, malaquita, crisocola, limonita, tenorita, hematina y cuarzo, así como oro y

plata. Esto sugiere que el mineral contiene una cantidad considerable de minerales de cobre y oro.

TABLA 6.2

RESULTADOS DE ANALISIS CUALITATIVO DE LAS MUESTRAS.

COMPONENTE	RESULTADOS
Ag	T
Al	N.D.
As	N, D.
Au	M.
Ba	N, D.
Be	N, D.
C	N, D.
Ca	T.
Cd	N, D.
Cu	M.
Fe	M.
Hg	N, D.
K	N, D.
Li	N, D.
Mg	T.
Mn	N, D.
Mo	N, D.
Na	N, D.
Ni	N, D.
Si	M.
S	T.
Sn	N, D.
Zn	N, D.

Fuente. Elaboración propia.

NOTA.

M Mayor componente.

N.D Investigado, pero no detectado.

T. Trazas

INTERPRETACIÓN

De acuerdo con los resultados del análisis cualitativo presentados en la tabla 6.2, se ha concluido que los componentes principales de la muestra son cobre, hierro, sílice y, entre ellos, oro.

TABLA 6.3

ANÁLISIS CUANTITATIVO DE LA MUESTRA

COMPONENTE	PORCENTAJE
Cobre (Cu)	
- Soluble, %	5,40
Hierro, %	1,38
Oro, g/TM	255
Plata, g/TM	24

Fuente. Datos experimentales.

Como se puede apreciar en la Tabla 6.3, la ley de cobre soluble en el mineral analizado es del 5,40%. Esta cantidad de cobre es la que estará disponible para reaccionar con el ácido sulfúrico durante el proceso de lixiviación. Estos compuestos de cobre contienen en su composición química oxígeno, lo que los clasifica como carbonatos, sulfatos, óxidos e hidróxidos (tales como azurita, malaquita y crisocola). La ley de hierro en el mineral es del 3,28%. Por lo tanto, el mineral se caracteriza como un mineral de cobre oxidado. La concentración de oro presente es de 255 g por tonelada métrica (TM) y la de plata es de 24 g por TM.

6.1.2. De la determinación de los parámetros adecuados para la lixiviación ácida.

TABLA 6.4
DETERMINACIÓN DEL PORCENTAJE ÓPTIMO DE ACIDO
SULFÚRICO PARA LA LIXIVIACIÓN DEL COBRE

PESO DE MINERAL, G	PORCENTAJE DE COBRE	PORCENTAJE DE H ₂ SO ₄	COBRE RECUPERADO, g
500	5,40	4	15,75
500	5,40	6	20,21
500	5,40	8	26,18
500	5,40	10	26,87
500	5,40	12	26,87

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre inicial en la muestra: 27 g.

Cantidad estequiométrica de H₂SO₄ requerida: 5,11%

Como se observa en la tabla 6.4, el porcentaje de ácido sulfúrico necesario para la lixiviación ácida de los óxidos de cobre es del 10%, muy superior al 5,11% que se requiere según el cálculo estequiométrico, esto debido a que en el mineral hay otros acidificadas como el hierro y los carbonatos que contiene el mineral.

TABLA 6.5**DETERMINACIÓN DEL TAMAÑO ÓPTIMO DE LA PARTÍCULA**

Número de malla, serie Tyler	Tamaño medio de la partícula, Micras	Cobre recuperado, g
6	3,657	8,16
8	2,845	9,05
10	2,006	11,30
14	1,410	12,23
20	1,000	15,37
28	711	15,71
35	503	16,62
48	356	18,48
65	252	21,42
100	178	24,81
150	126	26,87
200	89	26,87

Fuente. Datos experimentales.

Los resultados de los ensayos realizados con partículas de diversos tamaños, determinados según las mallas Tyler, se presentan en la Tabla 6.6. Se destaca que, al utilizar una malla 150, que permite el paso de partículas con un diámetro de 126 micras, la lixiviación con agitación se realiza en condiciones óptimas, ya que se logra recuperar casi la totalidad del cobre presente en el mineral.

TABLA 6.6

DETERMINACIÓN DE LA VELOCIDAD DE AGITACIÓN ÓPTIMA

R.P.M.	COBRE RECUPERADO, g
300	09,26
350	13,43
400	15,62
500	21,15
500	24,39
550	26,87
600	26,87

Fuente: Datos experimentales.

La agitación es fundamental en el proceso de lixiviación dinámica para garantizar el contacto adecuado entre la masa sólida (mineral) y la solución ácida. Los experimentos realizados, al ajustar la velocidad de agitación, han revelado que la velocidad óptima es de 550 rpm, como se muestra en la tabla 6.6. A esta velocidad, se logra recuperar todo el cobre presente en el mineral analizado.

TABLA 6.7

**DETERMINACIÓN DE TEMPERATURA ADECUADA PARA EL
PROCESO**

TEMPERATURA, °C	COBRE RECUPERADO, g
40	20,96
50	23,14
60	26,87
70	26,87

Fuente: Datos experimentales.

En las condiciones ideales de tamaño de partícula, velocidad de agitación y concentración ácida, se determinó que la temperatura más eficaz es de 60°C, como se indica en la tabla 6.7, donde se muestra que a esta temperatura se logra recuperar la totalidad del cobre presente en el mineral analizado.

TABLA 6.8

DETERMINACIÓN DEL TIEMPO ADECUADO DE LIXIVIACIÓN ÁCIDA

TIEMPO, min	COBRE RECUPERADO, g
30	14,63
45	20,11
60	23,40
75	26,87
90	26,87

Fuente: Datos experimentales.

Como se observa en la tabla 6.8 el tiempo de residencia de la carga en el reactor bajo las condiciones arriba estudiadas es de 75 minutos, para poder recuperar todo el cobre presente en el mineral estudiado.

TABLA 6.9

PARÁMETROS ÓPTIMOS PARA REALIZAR LA LIXIVIACIÓN ACIDA

PARÁMETROS	VALORES
Relación solución: mineral,	3:1
% de H ₂ SO ₄	10%
Malla empleada	150 micras
Velocidad de agitación	550 rpm
Temperatura	60°C
Tiempo	75 minutos

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de mineral ensayado: 500 g

Volumen de solución ácida: 1500 mL

Contenido en cobre: 27 g

TABLA 6.10

**DETERMINACIÓN DEL PORCENTAJE ÓPTIMO DE CAL PARA
NEUTRALIZAR EL ÁCIDO RESIDUAL DEL RELAVE A CIANURAR**

PESO DE MINERAL, g	pH inicial del relave	PORCENTAJE DE CaO	pH final del relave
473	1,4	6	6,7
473	1,4	8	7,6
473	1,4	10	8,3
473	1,4	12	9,5
473	1,4	14	9,8

Fuente: Datos experimentales.

Como se observa en la tabla 6.10, para neutralizar el relave y poder cianurarlo, se requiere emplear un 12 % de óxido de calcio, para llegar a un pH adecuado que es de 9,5. Bajo estas condiciones se puede iniciar la cianuración del relave sin correr el riesgo de generar HCN.

TABLA 6.11

PORCENTAJE DE NaCN REQUERIDO PARA RECUPERAR EL ORO

Nº ENSAYO	% DE NaCN	ORO RECUPERADO, g
01	0,03	18,56
02	0,04	21,18
03	0,05	24,53
04	0,06	26,87
05	0,07	26,87
06	0,08	26,87

En la tabla 6.11 se dan los resultados de la adición de NaCN para la disolución del oro presente en la solución recuperada, como se puede observar es necesario agregar el 0,06% de dicho reactivo para recuperar el oro presente en la muestra.

6.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS.

El desarrollo experimental de la presente tesis ha permitido demostrar que el método propuesto es posible para recuperar los dos metales presentes en el mineral con mayor porcentaje como son el oro y el cobre, de manera tal que no se gaste demasiado cianuro durante la recuperación del oro. La finalidad de la investigación fue precisamente

establecer métodos o técnicas que permitan disminuir el gasto de cianuro, cosa que se ha logrado sometiendo el mineral a dos procesos distintos como son la lixiviación ácida y la cianuración, previamente a la última se llevó a cabo la neutralización del relave, utilizando para ello la cal (óxido de calcio), que al ser disuelto en agua se convierte en hidróxido de calcio y permite neutralizar el ácido sulfúrico residual que queda con el relave después de la lixiviación de los óxidos de cobre.

La secuencia de este proceso, es mucho más viable que el proceso STAR el mismo que emplea un sulfuro para producir sulfuro de cobre que luego debe de separarse del sistema para iniciar, previo reacondicionamiento, la cianuración del mineral. En la investigación desarrollada en esta tesis, se recupera el cobre como sulfato de cobre que se separa del relave el mismo que se neutraliza con cal y luego se agregan los reactivos para la cianuración que puede realizarse en el mismo reactor y seguidamente.

CONCLUSIONES

1. Las pruebas experimentales realizadas han podido demostrar la posibilidad de recuperar el oro y el cobre de los minerales que contienen óxidos del segundo metal, sin necesidad de gastar altas cantidades de cianuro y recuperar el oro casi en su totalidad.
2. La lixiviación ácida se lleva a cabo con ácido sulfúrico para formar el sulfato de cobre, que como extracto es separado del relave, inyectando sobre este en el reactor hidróxido de calcio para neutralizar el H_2SO_4 residual y preparar el material sólido para la subsecuente cianuración.
3. La cianuración el oro del relave se lleva a cabo con concentraciones de cianuro bastante bajas, como es habitual en minerales auríferos, sin el inconveniente de emplear mayores cantidades para la recuperación total, por efecto de los cianicidas como el cobre.

RECOMENDACIONES

- a. Se recomienda realizar pruebas a nivel planta piloto para verificar en cantidades mayores de mineral la posibilidad de aplicar el método propuesto a la industria hidrometalúrgica.

- b. La adición de la cal debe de hacerse previo análisis de la acidez del relave, para una mayor eficiencia del proceso de neutralización, y con el fin de establecer un pH adecuado para iniciar la cianuración.

BIBLIOGRAFIA

1. Benavides, Máximo D. y Rojo, Julio. (2002). Aplicación de Ultrasonido en CIP para minerales Auríferos. Venezuela, Univ. Experimenta Politécnica.
2. Brierly, C. L. and Briggs, A. P. (1997). Minerals Biooxidation/ Bioleaching: guide to developing an Economically Viable Process. PDAC Anual Metting. Toronto, Canada, March.
3. Gilbert, S. R. (1988). et al. Comparative economic of bacterial oxidation and Roasting as a Pretreatment for Gold recovery from an Auriferous Pyrite Concentrate. CIM Bulletin 81, pp 89–94.
4. Habashi, F. (1985). «Extractive Metallurgy». Vol. 3 Pyrometallurgy. New york, NY 10276, Gordon and Breach Science Publishers.
5. Kharisov, Boris I. (1999). «Uso de Ultrasonido en Procesos Químicos». Rev. Ingenierías UANL – México, Vol. II, N. 5, pp 13–20.
6. Kuzharov, A. S. (1979). et al. Zhurn. Fiz. Khim. LIII(8), pp 2064-2066

7. Mihovilovic, Boris y Kilt, P. (1996). Descomposición Térmica para Beneficio de los Minerales Sulfurados. , Santiago, Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería Industrial.
8. Mihovilovic, Boris. (1995). Uso del Sistema Cu-Fe-S y Otros para beneficio de los minerales sulfurados de cobre chilenos. Santiago, Universidad de Chile, Departamento de Ingeniería Industrial, Marzo de.
9. Milton E., Wadsworth. (1986). Procesos Hidrometalúrgicos–Rate Processes of Extractive Metallurgy. México, Editorial Trillas S.A.
10. Nagy I., Mrkusich, P., McCulloch, H. W. (1966). Chemical Treatment of Refractory Gold Ores. Research Report N. 38, Randburg. South Africa, 9th june.
11. Norwood, A. F. (1939). Roasting and Treatment of Auriferous Flotation Concentrate. Australas. inst. Min. And Met. Proc. N116, pp 391 – 412.

12. Posnjak, R. And Mervin, H. E. (1948). The system $\text{Fe}_2\text{O}_3 - \text{SO}_3 - \text{H}_2\text{O}$. J. Am. Chem. Soc. Vol 44 pp. 1965 – 1994.
13. Ramos Arroyo, Yann Rene et al. (2004). Características geológicas y mineralógicas del distrito de Guanajuato. Rev. Mexicana de Ciencias Geológicas, Vol. 21, N 2, p. 268–284.
14. Salas, Olivert. (1992). Eva et al. Procedimiento para el tratamiento de minerales sulfurados previo a la extracción de oro por cianuración. Cuba, Centro de Investigaciones para la Industria Minero Metalúrgica.
15. Stenhouse, J.F. (1952). The Aqueous Oxidation of pyrite. Cen. Min Met. Bull Vol. 45, pp. 49–53.
16. Tiburcio Munive, Encinas Romero et al. (2002). Pretratamiento por Electrooxidación de Minerales Refractarios. Universidad de Sonora, Dpto. Química y Metalurgia.

ANEXOS

ANALISIS DEL ORO METODO DE LA MUFLA ELECTRICA

Como primera medida, se realizó el ensayo al fuego del mineral de interés con el fin de confirmar la presencia de oro, y a su vez determinar de manera aproximada la ley del mineral. El valor obtenido en este ensayo fue corroborado con el obtenido mediante espectrofotometría de absorción atómica.

Procedimiento:

1. Pesar 30 g de mineral y someterlo a tostación por 30 min. Con el propósito de eliminar los sulfuros metálicos presentes en la mena.
2. Pesar el material obtenido y proceder a fundirlo con la siguiente carga fundente:

carbonato de sodio: 40 g

Sílice: 2 g

Litargirio: 45 g

Bórax: 6 g

Harina: 4 g

En la fundición se busca reducir los óxidos metálicos a metal elemental.

3. Mezclar el material tostado y los constituyentes de la carga

fundente, luego depositarlos en un crisol de arcilla.

4. Cubrir la mezcla contenida en el crisol con una delgada capa de bórax.
5. Colocar el crisol en el horno para su fundición durante 30 min, y colocar una copela en el horno.
6. Verter la fundición en una lingotera previamente calentada.
7. Separar el botón de plomo de la escoria y darle forma cubica con un martillo.
8. Colocar el botón de plomo en la copela que se encuentra en el horno.
9. Abrir ligeramente la puerta del horno para facilitar la entrada del oxígeno y oxidar el botón.
10. Continuar la copelación durante 30 minutos.
11. Retirar la copela del horno y dejarla enfriar.
12. Sacar el doré de la copela, pesar y anotar su valor.
13. Limpiar el doré y darle forma de pastilla, para luego atacarlo con ácido nítrico en relación 1:7 para acelerar la reacción, calentar la solución que contiene el doré.
14. Enjuagar la pastilla de oro con agua destilada, al terminar la reacción.
15. Colocar la pastilla de oro en un crisol de porcelana, luego introducirlo en el horno por uno o dos minutos.
16. Pesar la pastilla de oro y anotar su valor.

17. Hacer los cálculos respectivos para determinar tenores de oro y plata.