



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:

**FLOTACION EXPERIMENTAL DE MINERALES OXIDADOS DE COBRE EMPLEANDO
SOLUCIONES DE SULFURO DE POTASIO EN MEDIO ACIDO, NASCA 2022**

Presentado por:

ASTO HUAMANI CAYDA LUZ

Estudiante del nivel PREGRADO de la **Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia**. El resultado obtenido es 19% 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 19% (MENOR O IGUAL AL 20% REQUERIDO)

Ica, 24 de abril 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 INVESTIGACIÓN
Facultad de Ingeniería de Minas y Metalurgia



Tesis:

**Flotación experimental de minerales oxidados de
cobre empleando soluciones de sulfuro de potasio
en medio ácido, Nasca-2022**

Para optar el Título Profesional de Ingeniero
Metalúrgico

Línea de investigación: Metalurgia extractiva de
metales.

Autora: ASTO HUAMANÍ, CAYDA LUZ

PROYECTO DE INVESTIGACIÓN

NASCA – PERÚ
2023

DEDICATORIA

AGRADECIMIENTOS

INDICE DE CONTENIDOS

	Pág.
PORTADA	01
DEDICATORIA	02
AGRADECIMIENTO	03
ÍNDICE DE CONTENIDOS	04
ÍNDICE DE TABLAS	05
ÍNDICE DE FIGURAS	06
RESUMEN	07
ABSTRACT	08
I. INTRODUCCIÓN	09
II. ESTRATEGIA METODOLOGICA	12
2.1. Antecedentes.	12
2.2. Marco teórico.	14
2.3. Marco conceptual.	22
2.4. Estrategia metodológica.	23
2.5. Procedimiento experimental.	24
III. RESULTADOS	40
IV. DISCUSIÓN.	55
V. CONCLUSIONES	56
VI. RECOMENDACIONES.	57
VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.	58
VIII. ANEXOS.	60

INDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 3.1. Análisis químico del mineral.	41
Tabla 3.2. Análisis mineralógico cualitativo del mineral.	42
Tabla 3.3. Resultado de la moliendabilidad del mineral.	43
Tabla 3.4. Condiciones iniciales de flotación del mineral oxidado de cobre.	44
Tabla 3.5. Determinación de la concentración de la cal.	45
Tabla 3.6. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (2%)	46
Tabla 3.7. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (3%)	47
Tabla 3.8. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (4%)	48
Tabla 3.9. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (5%)	49
Tabla 3.10. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (6%)	50
Tabla 3.11. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (7%)	51
Tabla 3.12. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (8%)	52
Tabla 3.13. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (9%)	53
Tabla 3.14. Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (10%)	54
Tabla 3.15. Condiciones finales de flotación del mineral oxidado de cobre.	55

INDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 2.1. Fases de la flotación de minerales.	15
Figura 2.2. Molécula dipolar del agua.	16
Figura 2.3. Proceso de la flotación.	17
Figura 2.4. Espuma generada en la flotación.	17
Figura 2.5. Esquema de la flotación por espuma de minerales.	18
Figura 2.6. Espuma de concentrado acumulado en la parte superior de la celda.	19
Figura 2.7. Mecanismo de la flotación.	20
Figura 2.8. Esquema del procedimiento para cuartear el mineral.	26
Figura 2.9. Celda de flotación Denver.	39

RESUMEN

La presente investigación titulada **Flotación experimental de minerales oxidados de cobre empleando soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido, Nasca-2022**, es un estudio teórico experimental de tipo aplicado y de nivel explicativo, con dos partes fundamentales en su desarrollo, una teórica y otra experimental, en la parte teórica se aborda los fundamentos de la investigación que comprende la introducción y la estrategia metodológica; la parte experimental considera los materiales y procedimientos incluyendo los resultados y la discusión de resultados. Para demostrar la hipótesis se realizaron ensayos empleando un mineral oxidado de cobre conteniendo azurita, cuprita, tenorita y malaquita las cuales fueron molidas hasta malla #250 y sometidas primero a acidificación empleando ácido sulfúrico al 10% y posteriormente durante la flotación se agregó el sulfuro de potasio en cada ensayo en proporciones de 2, 3, 4, 5, 6, 7%, verificando en cada ensayo la recuperación del cobre. Con una concentración del 10% de K₂S se pudo extraer el total de cobre de la muestra que contenía 76,7 g.

PALABRAS CLAVES: Acidificación, sulfidización, minerales oxidados, flotación.

ABSTRACT

The present investigation entitled Experimental flotation of oxidized copper minerals using potassium sulfide solutions in an acid medium, Nasca-2022, is a theoretical-experimental study of an applied type and an explanatory level, with two fundamental parts in its development, one theoretical and the other. experimental, in the theoretical part the fundamentals of the investigation that includes the introduction and the methodological strategy are addressed; the experimental part considers the materials and procedures including the results and the discussion of the results. To demonstrate the hypothesis, tests were carried out using an oxidized copper mineral containing azurite, cuprite, tenorite and malachite, which were ground to #250 mesh and first subjected to acidification using 10% sulfuric acid and later, during flotation, sulfur sulfide was added. potassium in each test in proportions of 2, 3, 4, 5, 6, 7%, verifying in each test the recovery of copper. With a concentration of 10% K₂S it was possible to extract the total copper from the sample that contained 76.7 g.

KEY WORDS: Acidification, sulfidization, oxidized minerals, flotation.

I. INTRODUCCIÓN

Según la teoría narrada en los textos y manuales sobre hidrometalurgia los minerales oxidados son solubles en ácidos inorgánicos y por tanto se someten a lixiviación industrialmente, mientras que los minerales sulfurosos que no son atacados por el ácido sulfúrico y el ácido clorhídrico, deben de ser sometidos a flotación, o a tostación a fin de separar el azufre del óxido metálico para luego procesarlo mediante la lixiviación, sin embargo, los minerales que se extraen de los diversos yacimientos donde se explotan sulfuros hay también minerales oxidados y muchas veces en una elevada concentración. La separación de estos dos tipos de minerales: oxidados y sulfurados, técnicamente en la industria es imposible y hay que llevar a cabo cada uno de los procesos referidos arriba de manera sucesiva, por ejemplo, primero se lixivia y luego se flota o al contrario, lo que resulta costoso. Por ello se han propuesto diversas alternativas que buscan que convertir la superficie hidrofílica de los óxidos en hidrofóbicas para poder llevar a cabo con ellos la flotación.

Planteamiento del problema.

En los minerales sulfurosos de cobre que llegan a la cancha de minerales de las plantas hidrometalúrgicas dedicadas a la flotación una cierta cantidad de minerales oxidados, como ya se dijo los sulfuros se flotan y los óxidos son lixiviados, pero la cantidad de óxidos en muchos casos es significativa, pudiéndose determinar hasta un 6% de óxidos de cobre, ante esto cuando se lleva a cabo la flotación de los minerales, son recuperados como concentrado solo los sulfuros que gracias ala acción de los colectores se vuelven hidrofóbicos y son captados por las burbujas pasando a ser la espuma con una alta concentración de sulfuros de un determinado metal (en este caso es un concentrado de cobre). En estos casos el cobre oxidado se moja y pasa a formar parte del relave, lo que significa una pérdida en el tratamiento del metal. Pérdida y problema de la técnica de la flotación que en este trabajo se busca que solucionar, tratando el mineral con sulfuro de potasio en un medio ácido, el cual se logra con ácido sulfúrico.

Problema general:

¿Cómo influye el uso de soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido, en la flotación de minerales oxidados de cobre, Nasca-2022?

Problemas específicos

- ¿Qué concentración debe de tener la solución de sulfuro de potasio empleada para pretratar los óxidos de cobre?
- ¿A qué pH funciona el sulfuro de potasio durante el pretratamiento de los óxidos de cobre que se desean flotar?

Objetivo General.

Determinar cómo influye el uso de soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido, en la flotación de minerales oxidados de cobre, Nasca-2022.

Objetivos específicos

- Determinar la concentración que debe de tener la solución de sulfuro de potasio empleada para pretratar los óxidos de cobre.
- Determinar a qué pH funciona el sulfuro de potasio durante el pretratamiento de los óxidos de cobre que se desean flotar.

Hipótesis general.

El uso de soluciones de sulfuro de potasio en medio ácido influye positivamente en la flotación de minerales oxidados de cobre, Nasca-2022.

Hipótesis específicas

- La concentración que debe de tener la solución de sulfuro de potasio empleada para pretratar los óxidos de cobre, es baja.
- El sulfuro de potasio durante el pretratamiento de los óxidos de cobre que se desean flotar, funciona a pH ácido

Variables:

Variable independiente:

Uso de soluciones de sulfuro de potasio

Variable dependiente.

Flotación de minerales oxidados de cobre.

Justificación e importancia de la investigación.

Justificación teórica:

Teóricamente la presente investigación se justifica porque en ella se aborda el estudio de la flotación de óxidos de cobre, tipo de mineral que requiere de un pretratamiento con reactivos sulfatizantes, a fin transformarlos primero en sulfuros y luego realizar la flotación por espuma como cualquier otro mineral sulfurado.

Justificación metodológica:

Desde el punto de vista metodológico, la investigación se justifica porque en se expone en ella las técnicas y parámetros para la aplicación de reactivos compatibles para flotar cobre y otros metales simultáneamente o de manera progresiva.

Justificación social:

Desde el punto de vista social la presente investigación se justifica porque en ella se plantea el empleo de reactivo que hagan más rentable la flotación del cobre y otros metales, lo cual incidirá en la obtención de mayores recursos para la empresa y un mejor estándar de vida para su personal.

Justificación práctica:

Desde el punto de vista práctico esta investigación se justifica porque plantea el uso de reactivos comunes que existen en el mercado, pero se estudiará la compatibilidad entre ellos para poder optimizar el proceso de recuperación de cobre mediante flotación.

II. ESTRATEGIA METODOLÓGICA

2.1. Antecedentes.

A nivel internacional.

B. Arias [1] en su tesis sobre flotación de minerales oxidados de cobre, sostiene que la flotación como proceso hidrometalúrgico complejo tiene muchas variables, las cuales deben de ser analizadas detenidamente para conducir el proceso con alta eficiencia y recuperar el máximo del metal. Además considera que la flotación de óxidos de cobre es necesaria porque este tipo de mineral tiene generalmente otros metales como el oro, el cual se pierde en el relave, ya que la lixiviación ácida no lo disuelve. La flotación en cambio recupera junto con los sulfuros otros metales entre ellos el oro, en un proceso que requiere de reactivos depresores, activadores, modificadores, colectores, etc., que permiten luego separarlo de manera. El tratamiento de minerales de cobre con una ley aproximada en 3,5% de cobre, se basa en la aplicación de un reactivo sulfidizante, en nuestro caso el Sulfuro de Sodio convenientemente aplicado, nos permitirá tener concentrado con una calidad de 23.5% de cobre.

M. Aucapuri [2] en su estudio de investigación sobre minerales oxidados de cobre, de diseño experimental, se realizaron diversos ensayos para establecer parámetros para la flotación de estos minerales y lograr un máximo rendimiento del proceso. El autor parte del estudio teórico de la flotación de minerales planteado por Klimpel, el cual revisa parámetros del proceso y toma en consideración nuevos reactivos de diversos tipos que no se emplean en la flotación convencional. En los ensayos considera una variación del pH desde una tenue acidez hasta un pH francamente alcalino, se emplean desde xantatos hasta ditiofosfatos como colectores con los cuales se hace variaciones de los otros reactivos como los espumante, depresores y modificadores, la finalidad de todos los ensayos fue establecer el método adecuado para lograr la máxima recuperación del cobre en el concentrado. A pesar de que las pruebas realizadas no lograron ningún resultado positivo, sin embargo, han permitido establecer algunos criterios que se deben seguir para la recuperación del cobre por flotación.

P. Merino [3] presentó una tesis sobre flotación de cobre soluble o sea óxidos de cobre en el que plantea el empleo de la sulfidización de cobre soluble en la flotación Rougher con el fin de elevar el rendimiento de la recuperación total del cobre. Se llevaron a cabo ensayos en los cuales como pretratamiento del mineral oxidado de cobre se agregó sulfidrato de sodio (NASH) y metasulfito de sodio con el fin de convertir el óxido en sulfuro y luego llevar a cabo la flotación en la cual se

regularon las cantidades de modificadores, espumantes, depresores. La finalidad de estos ensayos fue determinar los parámetros adecuados. Como resultado de las prácticas experimentales se comprobó que con el uso del NaSH aumento la recuperación del cobre soluble en un 21,43% y de cobre total en 3,86% con el metabisulfito de sodio se obtuvo mucho menor porcentaje de cobre, los que permitió escoger como reactivo sulfidizante NaHS. El autor concluye que el sulfatizante Sulfuro ácido de sodio (NaHS) es el más efectivo y debe de dosificarse en 40 g/t 40 g/t, sin embargo, para maximizar la recuperación de cobre total en la flotación Rougher se necesitó adicionar ambos reactivos del estudio en sus dosis óptimas.

A nivel Nacional.

F. Taco, [4] en su estudio sobre flotación de minerales oxidados llevado a cabo como una investigación experimental, se hicieron pruebas con un mineral que contenía 0.453 % de cobre insoluble, es decir algún sulfuro de cobre, y 0.125 % de cobre soluble en ácido (es decir mineral oxidado), lo que equivale a un 27.6 % como cobre oxidado. La autora empleo dos reactivos que convierten los óxidos en sulfuros junto con un colector poco usado en la flotación habitual como es el Z-6 un xantato que actúa como un colector fuerte y en ocasiones se emplea para flotar cobre que se encuentra como sulfuro. Los sulfidizantes empleados fueron: Na₂S y el NaSH. También se empleó el Na₂S con el cual se hicieron once pruebas, en la totalidad de los ensayos se obtuvieron resultados que se pueden considerar exitosos ya que con el sulfuro de sodio se recuperó 69.81 % de cobre total y con el NaSH se obtuvo un porcentaje de 71.70 % de cobre. Es decir, el uso del NaSH, permite alcanzar una recuperación óptima.

H. Vilca. [5], en su tesis sobre flotación de óxidos de cobre, usó cuatro alternativas: la primera evaluó colectores y modificadores de superficie, con lo que logró buenos resultados, elevando a 35 g/T empleando el colector primario C4132, con el que se elevó la recuperación de cobre en 1.1 %. La segunda considero reducir el tamaño de las partículas a 135 micras y el porcentaje de sólidos a 20 %, con lo que la recuperación se elevó a 3.3 % de cobre. La tercera alternativa fue lavar previamente el mineral con ácido sulfúrico (H₂SO₄), antes de realizar la flotación, con esta se perjudicó la recuperación. La cuarta alternativa fue probar con reactivos Cytec (MX945, MX5160 y S7583), los ensayos a nivel de laboratorio dieron buenos resultados, pero mantuvieron el porcentaje de recuperación de cobre, comparado con el obtenido en Planta.

A nivel local.

En las Universidades locales no existe información virtual sobre este tema.

2.2. Marco teórico.

2.2.1. Flotación de minerales.

La flotación de minerales es un método hidrometalúrgico empleado para procesar sulfuros y recuperar metales que se encuentran en minerales sulfurosos, desde el punto de vista de la fisicoquímica se considera un proceso heterogéneo, debido a que en él participan más de una fase: sólida (mineral sulfuroso), líquida (agua) y gaseosa (burbujas de aire), este proceso está basado en las propiedades fisicoquímicas de las superficies de los minerales, la relación entre las fases sólida, líquida y gaseosa, y sus interfases.

Fase Gaseosa:

La fase gaseosa la conforma el aire atmosférico (en algunos casos por otro gas, que puede ser nitrógeno cuando se requiere de un gas inerte), que se inyecta a presión en la celda de flotación para que se disperse en forma de pequeñas burbujas.

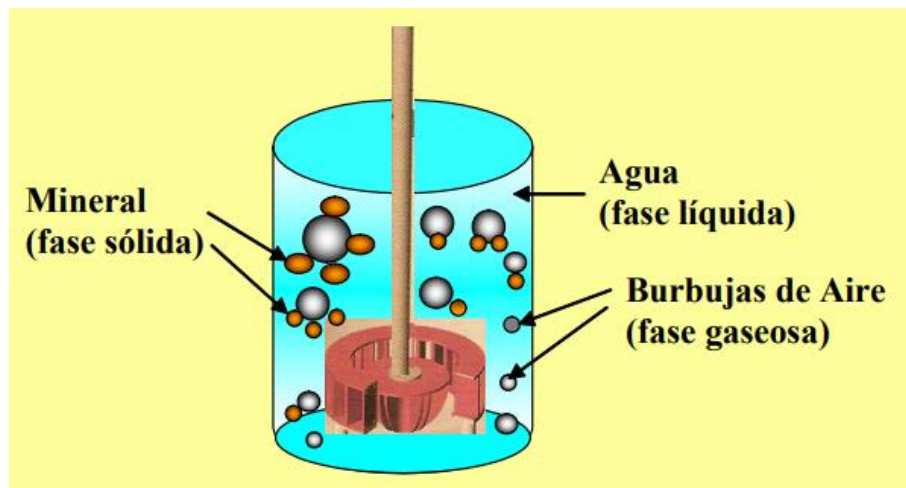


Fig. 2.1. Fases de la flotación de minerales.

Fase Líquida:

Está conformada por la solución acuosa en la cual están diluidos los reactivos de flotación que se requieren para tratar ese mineral. El agua es polar, siendo ésta la causa de la hidratación superficial de algunos minerales en soluciones acuosas. Contiene generalmente iones (Cl^- , Na^+ , K^+ , Ca^{++} , $\text{SO}_4^{=}$, etc.), impurezas y contaminantes naturales. La dureza del agua, la contaminación natural causada por sales de calcio, magnesio y sodio puede cambiar completamente la respuesta de la flotación en algunos casos, ya sea por consumo excesivo de reactivos o formación de sales insolubles.

El oxígeno que conforma la molécula del agua tiene carga negativa es un muy buen captador de electrones en la molécula (electronegatividad alta), por lo tanto, atrae los electrones del hidrógeno exponiendo así sus protones (+). Esto genera un dipolo: una molécula con un extremo negativo y el otro positivo.

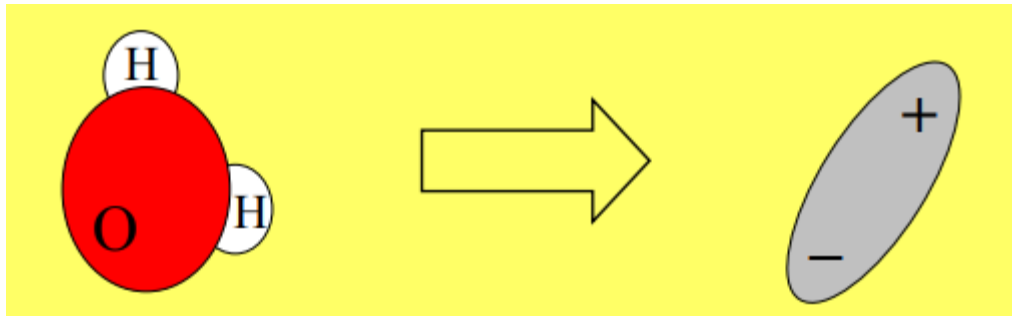


Fig. 2.2. Molécula dipolar del agua.

Fase Sólida:

Está constituida por partículas de mineral sulfuroso finamente, generalmente a malla #250. La flotación se ha dicho depende mucho de las propiedades superficiales de los minerales, también de su composición química y estructura de su superficie. En la fase sólida juegan un rol importante los factores que a continuación se citan:

- Características de la superficie que resulta de la ruptura del mineral en múltiples pequeñas partículas (tipo de superficie, fuerzas residuales de enlaces).
- Las formas imperfectas de la red cristalina natural (vacancias, reemplazos de iones, etc.).
- Procesos químicos que alteran la superficie de las partículas sólidas, la composición de los líquidos y gases (oxidación de la superficie, etc.).
- La presencia de elementos traza, que pueden concentrarse en la superficie de las partículas y tener una influencia mucho mayor que su concentración en el mineral.

En relación con su afinidad con el agua, los minerales pueden presentar propiedades hidrofóbicas (sin afinidad) e hidrofílicas (con afinidad), que determinan su flotabilidad natural. Esto está directamente relacionado con su polaridad. Se tiene así:

- **Minerales Apolares:**
Son hidrofóbicos (no reaccionan con los dipolos del agua), ejemplo: azufre nativo, grafito, molibdenita y otros sulfuros. En estos minerales su estructura es simétrica, no intercambian electrones dentro de sus moléculas, no se disocian en iones, son en general químicamente inactivos y con enlaces covalentes.
- **Minerales Polares:**
Son hidrofílicos (los sólidos tienen la capacidad de hidratarse), ejemplo: óxidos. En estos minerales su estructura es asimétrica, intercambian

electrones en la formación de enlaces (enlace iónico) y tienen extraordinaria actividad química en general.

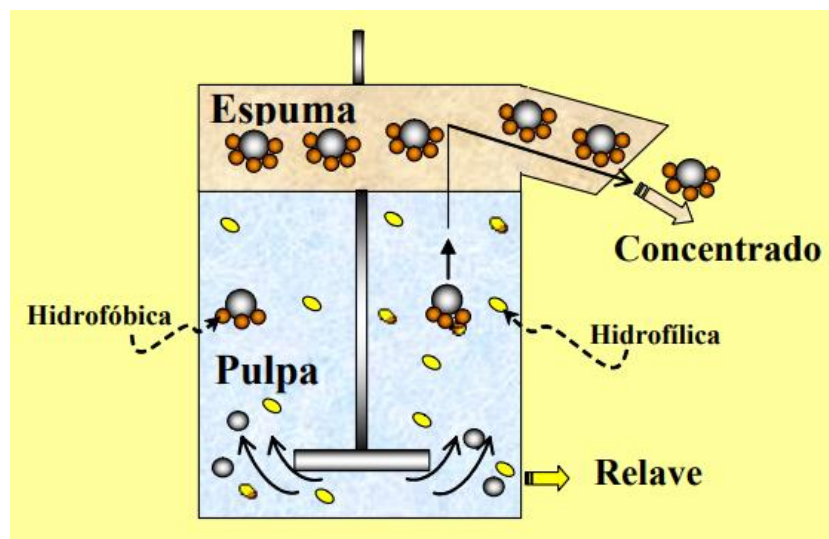


Fig. 2.3. Proceso de la flotación.

La existencia de las tres fases en la celda de flotación hace que las partículas hidrofóbicas tengan mayor afinidad por la fase gaseosa (burbujas), evitando así el contacto con el agua, mientras que las demás permanecerán en la fase líquida. Las burbujas con partículas adheridas y una densidad conjunta menor que la del líquido, ascenderán hasta llegar a la espuma.

El agregado burbuja – partículas debe lograr mantenerse tras dejar la superficie de la pulpa e ingresar a la fase espuma. El conjunto de agregados burbuja – partículas, en la superficie, debe adquirir la forma de una espuma estable para posibilitar su remoción.

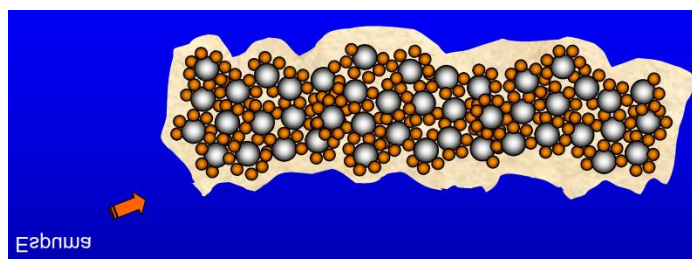


Fig. 2.4. Espuma generada en la flotación.

Flotación por espuma.

La flotación por espuma, es aquella en la cual se emplean reactivos de acción específica las cuales permiten reforzar las propiedades físicas de las burbujas como son: la resistencia, las vuelven más estables, resistentes a la ruptura, de tamaño adecuado, reúnen a los sulfuros del metal que se quiere extraer y evitando las pérdidas en la recuperación del metal que se quiere recuperar.

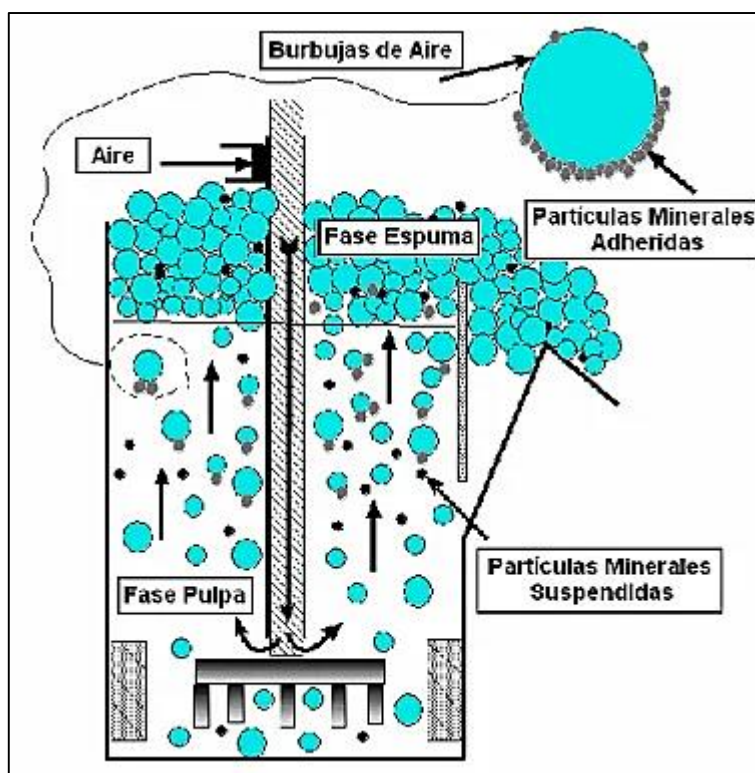


Fig. 2.5. Esquema de la flotación por espuma de minerales [5]

Mecanismo de flotación.

Para estudiar el mecanismo de la flotación, es necesario conocer detalladamente el comportamiento que tiene una partícula de mineral y una burbuja de aire, cuando ellos forman una unión estable. Con referencia a la partícula de mineral es sabido que pocas de ellas tienen propiedades hidrofóbicas suficientemente fuertes como para que puedan flotar. En primer lugar, en la gran mayoría de los casos hay que romper enlaces químicos (covalentes e iónicos principalmente) para efectuar la liberación del mineral.

Esto inmediatamente lleva a la hidrofiliación de las superficies minerales, o mejor dicho a su hidratación. Esto puede no bien suceder, pero en todo caso, hay que considerar la diferencia que existe entre una red cristalina teórica y una red real con todas sus imperfecciones. Se ha comprobado que las trizaduras y desórdenes iónicos aumentan la hidratación superficial de las partículas minerales. En resumen, es necesario hidrofobizar las partículas minerales en la pulpa para hacerlas flotables. Esto se efectúa con los reactivos llamados colectores, que son generalmente compuestos orgánicos de carácter heteropolar, o sea, una parte de la molécula es un compuesto evidentemente apolar (hidrocarburo) y la otra es un grupo polar con propiedades iónicas.



Fig. 2.6. Espuma de concentrado acumulado en la parte superior de la celda [4]

Para facilitar la adsorción de estos reactivos sobre la superficie de las partículas minerales hay que crear condiciones favorables en la capa doble de cargas eléctricas, lo que se hace con los reactivos llamados modificadores. Estos disminuyen el potencial de la capa doble o, a veces cambian su sentido. De este modo se crean condiciones favorables para la adsorción de los colectores: disminución del potencial o, todavía mejor, el punto isoeléctrico (potencial cero). La partícula mineral queda cubierta por el colector que se afirma en su red cristalina por medio de su parte polar, proporcionándole con la parte apolar propiedades hidrofóbicas. Sobre el mecanismo de adsorción de los colectores, hasta la fecha no hay opinión unánime de sí se trata de un mecanismo de adsorción física o química. La evidencia experimental ofrece ejemplos de ambos tipos, por lo que cada caso particular tiene que considerarse aparte.

El otro componente del futuro agregado partícula-burbuja es la burbuja de aire. Esta es necesaria para

- 1) recoger las partículas en la pulpa,
- 2) transportarlas hacia la superficie.

El transporte se efectúa mediante la fuerza de empuje (ley de Arquímedes). Las experiencias con inyección directa de aire en la pulpa generalmente dan resultados negativos si no se emplea un espumante, por cuanto el aire se distribuye en forma dispareja, las burbujas son inestables y se asocian unas con otras. Al agregar el espumante, se estabilizan, se obtiene el tamaño deseado y la dispersión del aire es pareja. Como es fácil comprender, cada burbuja se puede considerar como el contacto de dos fases, líquido y gas, igual que en el caso discutido de un líquido en equilibrio con la atmósfera.

De este modo, por las razones ya explicadas y en cumplimiento de la segunda ley de la termodinámica, los espumantes, que son reactivos tensoactivos, se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido. Las partes polares de estos compuestos

tensoactivos se orientan hacia el agua y la parte apolar hacia la burbuja misma. Las partículas y burbujas están en una constante agitación, debida a los rotores de las máquinas de flotación, de modo que para realizar su unión son necesarios: 1) su encuentro y 2) condiciones favorables para formar el agregado. El encuentro se realiza por el acondicionamiento y la agitación dentro de la máquina misma.

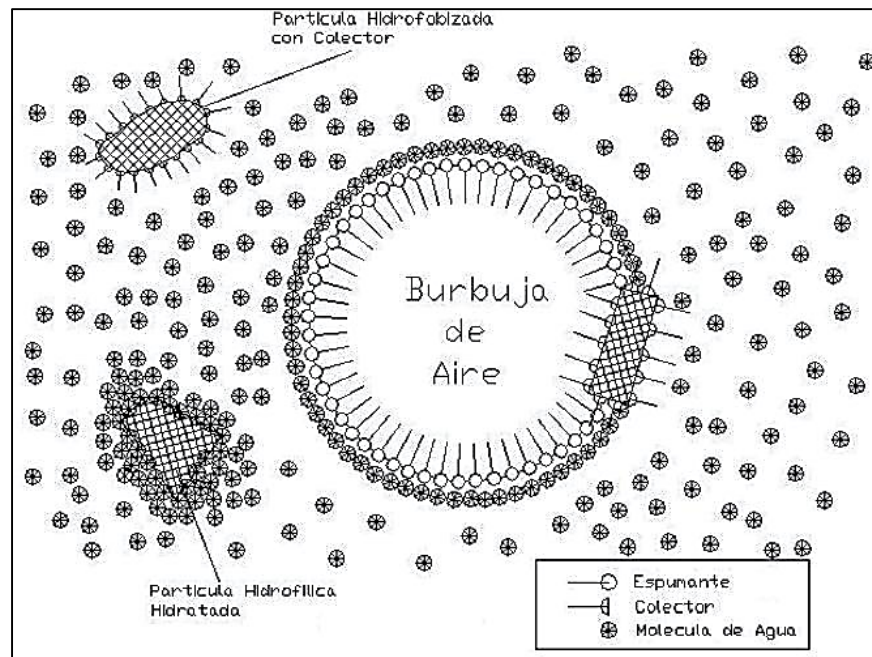


Fig. 2.7. Mecanismo de la flotación [5]

El contacto permanente entre la partícula y la burbuja de gas es el punto más débil de la teoría de la flotación. Los conceptos de las condiciones que determinan la unión estable entre la partícula y la burbuja son los siguientes: no hay problemas en explicar el acercamiento de la burbuja y la partícula hasta el punto en que la película de agua que las separa queda muy fina. En este momento, la partícula para acercarse más a la burbuja tiene que superar lo que se considera una barrera energética.

Para las partículas hidrofílicas, en que la asociación de la partícula con las moléculas de agua es muy firme, esta barrera nunca se supera y las partículas no flotan. Para las partículas hidrofóbicas, la barrera queda repentinamente rota por fuerzas todavía no bien conocidas, permitiendo un contacto trifásico.

En realidad, el mecanismo no es tan simple como parece. En primer lugar, la película de agua nunca se rompe hasta el fin y la partícula queda siempre cubierta por una película de moléculas de agua, de unas 10 moléculas de grosor que participan en las asociaciones posteriores. Esta película de agua tiene propiedades totalmente distintas a las del agua en masa. Por ejemplo, es mecánicamente más firme y dura que la asociación común de moléculas de agua. Tiene no solo mayor

viscosidad, sino que es considerada mecánicamente dura hasta tal punto que se le atribuyen propiedades de un sólido.

De este modo, el contacto real entre la partícula y la burbuja es trifásico, sólo si consideramos esta finísima película de agua como un sólido. Es imposible evitar esta película, porque incluso si se supone que el sólido no la lleva consigo, al acercarse a la burbuja, dentro de ésta existe vapor de agua que se condensa formando sobre la superficie del sólido una finísima película que impide su contacto directo con el aire.

Los conceptos modernos de la dinámica del contacto entre la burbuja y la partícula consideran que el encuentro entre ambas se efectúa del modo como ocurre la colisión entre dos cuerpos elásticos. Esto significa que los cuerpos chocan y rebotan. Se ha podido observar el hundimiento de la burbuja cuando es chocada por la partícula y el rebote elástico de esta última. La partícula, enseguida, vuelve nuevamente a chocar con las burbujas hasta que se encuentra con la que tiene condiciones energéticas y eléctricas para asociarla. Este mecanismo, entonces, contempla como factores de importancia, el tamaño de la partícula (fuerza dinámica) y su mojabilidad (condiciones eléctricas).

2.2.2. Acidificación- sulfidización del mineral.

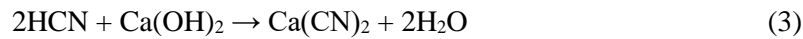
Este proceso se lleva a cabo en un reactor para la etapa de acidificación (pH 4 - 5) con ácido sulfúrico y la sulfidización que se realiza adicionando una fuente de sulfuro (S^{-2}), esta fuente de sulfuro puede ser sulfhidrato de potasio (KSH) sulfuro de sodio (Na_2S) o sulfuro de hidrógeno H_2S), produciendo la precipitación de sulfuro de cobre (Cu_2S) y otros metales presentes en solución, tales como, plata, zinc, mercurio, entre otros. Junto con la precipitación de Cu_2S , ocurre la generación de ácido cianhídrico (HCN), que permanece disuelto en solución. Estas reacciones ocurren de acuerdo con las Ecuaciones 1 y 2:



Bajo condiciones normales de proceso, se espera que la eficiencia de precipitación se encuentre entre 80 – 90%, con un contenido de cobre en el precipitado de un 60-70%. Los sólidos formados por precipitación son removidos usando etapas consecutivas de espesamiento y filtración, también secado en algunos casos. El reactor descarga en el espesador, en donde, se aumenta la concentración de los sólidos precipitados desde un 0,5 – 1,0% hasta un 15%. Aproximadamente un 90% del underflow del espesador es recirculado hacia el reactor de precipitación, con la finalidad de generar núcleos de precipitación y aumentar el tamaño de los flóculos.

La fracción restante del underflow del espesador es neutralizada hasta pH 12, utilizando soda (NaOH) y luego es enviada a las etapas de filtración y lavado. El overflow del espesador corresponde a la solución tratada y es enviada al reactor de neutralización, en donde, se adiciona lechada de cal (Ca(OH)_2) para aumentar el pH hasta 10,5 – 11,0.

En esta etapa, se produce la conversión de HCN a cianuro de calcio (Ca(CN)_2), así como también, la precipitación de yeso ($\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$), de acuerdo a las expresiones de las ecuaciones 3 y 4:



Al igual que en el caso del precipitado de Cu_2S , el yeso debe ser separado del proceso mediante etapas sucesivas de espesamiento y filtrado. El espesador de yeso opera de igual manera que el de Cu_2S , o sea, recirculando aproximadamente un 90% del underflow hacia el reactor de neutralización. La fracción restante es enviada a la etapa de filtración y lavado, con el fin de recuperar el contenido de oro y cianuro contenido en el empape del sólido filtrado. La solución filtrada junto con el overflow del espesador de yeso forman la solución final producida por la planta SART, luego, esta solución es recirculada al circuito de lixiviación, con todo su contenido de cianuro como Ca(CN)_2 , que para efectos de disolución de oro en pilas equivale a cianuro libre.

Finalmente, los equipos del proceso principales deben ser conectados con un sistema de extracción y abatimiento de gases (scrubber), con el objetivo de captar cualquier eventual emisión de gases tóxicos, tales como, HCN y/o H_2S . Los equipos críticos del proceso conectados al sistema de abatimiento de gases deben estar sellados recibiendo un flujo de aire que es conducido hacia el scrubber.

La sulfidización de los minerales de cobre oxidados usando sulfuro de potasio o sulfhidrato de potasio a veces es efectiva para hacer que los minerales sean flotables, pero en general las técnicas de sulfidización producen bajas recuperaciones. Muchos minerales de cobre oxidados no reaccionan a la sulfidización y deben usarse otros medios.

Las pruebas metalúrgicas realizadas sobre el mineral mostraron que la sulfidización no fue efectiva para recuperar una parte significativa del cobre oxidado. Sin embargo, el proceso de lixiviación-precipitación-flotación, comúnmente conocido como LPF, se mostró económicamente viable. Básicamente, el proceso L-P-F consiste en disolver los minerales de cobre oxidados con ácido sulfúrico y precipitar el cobre como una esponja metálica que

responde a la flotación. La ventaja de este proceso es que todas las fases de tratamiento se realizan en la pulpa de mineral, lo que elimina la necesidad de separar la solución de lixiviación de los sólidos, tal como se requiere para la lixiviación convencional. Otra ventaja: el sulfuro de cobre se puede recuperar con el mismo paso de flotación, evitando así un circuito separado para el sulfuro.

2.3. Marco conceptual.

Óxidos de cobre

Son los minerales que contienen compuestos en cuyas moléculas hay oxígeno, tales como los óxidos, carbonatos, sulfatos de este mineral.

Acidificación.

Proceso en el cual se emplea un determinado ácido inorgánico u orgánico para tratar el mineral, transformándolo en sulfato, cloruro, nitrato, etc.

Sulfidización

Proceso en el cual se emplea algún sulfuro o el ácido sulfhídrico para transformarlos compuestos a sulfuros, los cuales tienen la propiedad de precipitarse, separándose de la solución.

Mineral de cabeza:

Mineral que inicialmente ingresa a un proceso metalúrgico.

Celda de flotación:

Equipo donde se lleva a cabo el proceso de flotación de minerales el cual consta de un tanque y un agitador, este último está montado en un eje hueco que permite el ingreso del aire necesario para producir las burbujas que conformarán la espuma.

Cleaner:

Etapas donde se elimina la mayor cantidad de impurezas contenidas en las espumas de las rougher para dar como resultado el concentrado.

Concentrado:

Es el producto del proceso de flotación que contiene un alto contenido del mineral enriquecido.

Concentradora.

Es la planta o instalación donde se concentra o recupera los metales o minerales con un valor económico.

Dosificación.

Es la acción de agregar al proceso una determinada cantidad de reactivo, mediante un dispositivo que agrega una cantidad precisa en cada unidad de tiempo.

Flowsheet:

(Diagrama de flujo). Es una representación gráfica de la secuencia de operaciones realizadas durante el procesamiento de un mineral.

Galena:

Mineral de sulfuro de plomo, cristaliza en forma de cubos.

Humedad.

Porcentaje en peso del agua contenido en el mineral.

Ley.

Es el porcentaje de metal que hay en el mineral. Normalmente la ley se expresa en porcentajes cuando se trata de metales básicos y onzas por tonelada corta (onz./TC) u onzas por tonelada métrica (onz./TM) o g/TM cuando se trata de oro, plata u otro metal precioso.

Mineral.

Sustancia inorgánica que se halla en la superficie o en las diversas capas de la corteza terrestre, y que tiene un valor económico.

Muestra.

Una Porción pequeña de roca o de un depósito de mineral, que tiene la misma composición química que el mineral almacenado en el yacimiento.

pH.

Manera de expresar la concentración del ion hidrógeno con términos de potencias, el logaritmo negativo de la concentración del ion hidrógeno.

Relave:

Material resultante del proceso de concentración de minerales, que no contiene material valioso, se denomina también ganga y se desecha.

Rougher:

En esta etapa de la flotación se recibe la pulpa de cabeza procedente de los acondicionadores o del overflow de los ciclones de remolienda. Aquí flota la mayor parte de los sulfuros valiosos. Pero en estas celdas sólo obtendremos concentrados y relaves “provisionales”

Scavenger:

En esta etapa de la flotación se recibe como el relave del rougher y tratan de hacer flotar el resto de los sulfuros que no han podido flotar en las celdas de cabeza, ya sea por falta de tiempo, deficiente cantidad de reactivos, o por efectos mecánicos.

Bulk:

Flotación en masa.

2.4. Estrategia metodológica.

Por su tipo, esta investigación es aplicada, ya que busca que determinar encontrar los reactivos adecuados para transformar los óxidos de cobre en sulfuros para después flotarlos como cualquier otro mineral sulfurado. Por su nivel es una investigación explicativa, ya que busca la relación entre la variable independiente

solución de sulfuro de potasio con la variable dependiente flotación de minerales oxidados de cobre. Por su diseño la presente investigación es experimental. La población del estudio estará conformada los diversos reactivos que se emplean en flotación de sulfuros y la muestra estará representada por soluciones de sulfuro de potasio a diferentes concentraciones junto a otros reactivos que serán evaluados y seleccionados de acuerdo con su rendimiento en la recuperación de cobre y otros metales presentes en el mineral mediante flotación por espuma.

Las técnicas empleadas son las analíticas y los instrumentos los ensayos de laboratorio. Los datos obtenidos fueron tratados estadísticamente, los datos obtenidos fueron seleccionados, tabulados, interpretados y finalmente discutidos.

2.5. Procedimiento experimental.

TOMA DE MUESTRAS.

Las muestras de minerales oxidados de cobre, empleadas para realizar la parte experimental de la tesis, se tomaron de la cancha de recepción de minerales de la planta “EL INKA”, situada aproximadamente a 42 Km al sur de la ciudad de Nazca, en el sector de Pampa Chauchilla, Provincia de Nazca, Departamento de Ica. Esta planta cuenta con un circuito flotación de sulfuros de cobre.

El mineral muestreado contiene minerales de malaquita, azurita tenorita y cuprita, y pequeñas cantidades de minerales de hierro, plomo y zinc que se presentan como impurezas en los óxidos de cobre. Se recolectó un total de 20 Kg de muestra.

El método de muestreo empleado fue el Grab Sampling: por este método las muestras se obtienen mediante una pala, de acuerdo con un esquema fijo o aleatorio, desde la superficie del mineral apilado a granel en las canchas de recepción, luego se mezclan las muestras tomadas para conformar una sola. Este método es de uso común en las plantas concentradoras de minerales.

PREPARACIÓN DE LAS MUESTRAS PARA EL ANÁLISIS.

Las muestras obtenidas se llevaron al laboratorio de la planta, en donde se procedió a reducir su tamaño, primero mediante un chancado secundario en el que se obtuvieron partículas de hasta 3/8” y luego con ayuda de un molino de bolas obtener un material fino cuyo diámetro mínimo fue de: 0,063 mm que corresponde a la malla #230. Este se considera un tamaño de partículas ideal para proceder al análisis. Se pudo notar que durante estas operaciones el material obtenido tiene diferente granulometría que va desde un polvo finísimo hasta partículas con diámetro de 0,063 mm, para llevar a cabo una flotación si problemas con las lamas se eliminan las partículas de diámetro inferior a 0,053 mm

Así mismo se pudo observar que el color del mineral pulverizado cambia totalmente para dar un color verdoso oscuro con inclusiones verdes y azules, que

al microscopio mineralógico permite observar los cristales de los minerales oxidados del cobre, en lo que constituye el llamado análisis mineralógico de los minerales.

OBTENCIÓN DE LA MUESTRA REPRESENTATIVA.

Una vez pulverizado el mineral, se procedió a seleccionar la muestra representativa, mediante el método del cono y cuarteo. Para ello se procedió de la siguiente manera:

El mineral molido se mezcla cuidadosamente y luego se reúne formando un cono. Luego se aplasta el cono y se divide con una pala o espátula en forma de cruz (4 partes iguales). Se retiran 2 cuartos opuestos y los otros 2 restantes, que forman la nueva muestra, se vuelven a mezclar y el proceso se repite varias veces hasta obtener el tamaño apropiado de muestra.

Para ello se tomó una muestra de 1000 g, se forma un cono, el que se divide en 4 partes, después de aplastarlo; De las 4 partes, se descartan 2 opuestas, y las otras 2 pasan a constituir la base de la nueva muestra. Con la nueva muestra, se forma otro cono, y se repite el procedimiento hasta obtener una muestra de 100 g aproximadamente, la cual se considera la muestra representativa, es decir, aquella que posee todos los componentes de la muestra madre y la del yacimiento.

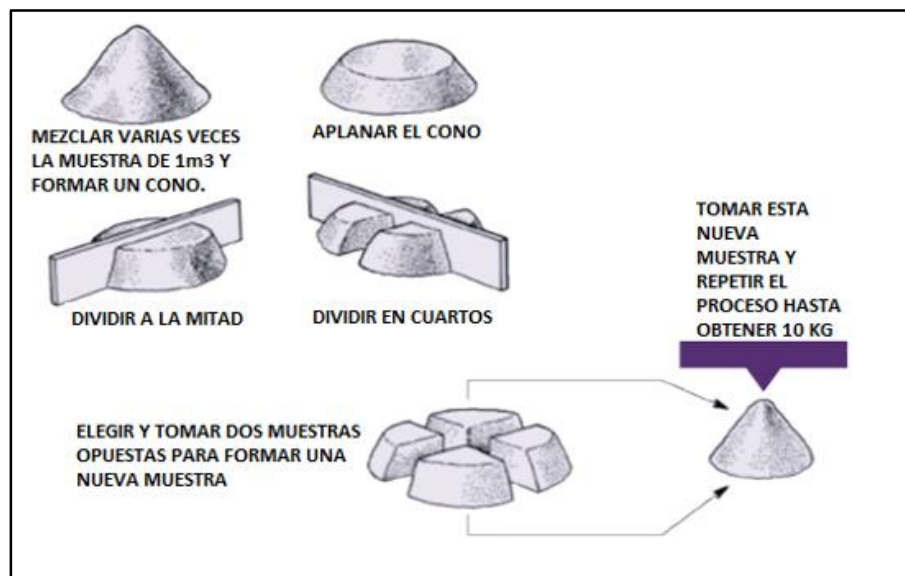


Fig. 2.8. Esquema del procedimiento para cuartear el mineral.

ANÁLISIS DEL MINERAL.

Previo al desarrollo de las experiencias propias de la tesis, el mineral es analizado químicamente para determinar su composición, dichos análisis se hicieron por la vía clásica, para determinar el porcentaje de los principales componentes. Los métodos de análisis empleados fueron los siguientes:

a) Determinación de FeO.

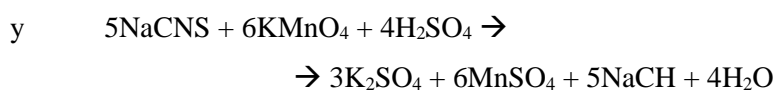
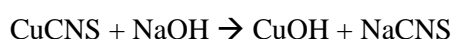
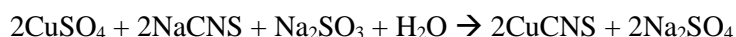
PROCEDIMIENTO:

- Se pesa 7 g de la muestra, se disuelve en 200 mL de ácido sulfúrico N en un matraz aforado de 250 mL, se lleva a volumen con agua destilada y se homogeniza.
- 25 mL de esa solución se pasa a un frasco Erlenmeyer de 250 mL, se agrega 25 mL de ácido sulfúrico N y se titula con solución de permanganato de potasio 0,1N hasta obtener coloración rosa pálida permanente.
- Se repite con otras dos porciones de 25 mL de la solución preparada.
- Las titulaciones efectuadas deben concordar en 0,1 mL.
- Se calcula el tanto por ciento de óxido de hierro en la muestra analizada teniendo en cuenta que:

$$1 \text{ mL de KMnO}_4 \text{ 0,1N} = 0,05884 \text{ g de FeO}$$

b) Determinación del cobre.

El cobre se precipitación como tiocianato cuproso, se descompone después de filtrar con sulfito de sodio al 7-8% hirviendo y después de lavar el filtro con agua caliente, la solución se hace ácida con H₂SO₄ (1:1) y se titula con solución valorada de permanganato de potasio hasta color rosa permanente. Las reacciones químicas son:



PROCEDIMIENTO.

1. 2,0 g de muestra se pone en un Erlenmeyer de 300 mL.
2. Se agrega 15 mL de ácido nítrico y atacar en caliente, cuando ha cesado de desprender vapores nitrosos, agregar 0,1 g de clorato de potasio y seguir atacando a bajo calor, hasta que el volumen de la solución se reduzca a unos 7 mL aproximadamente.
3. Agregar 10 mL de ácido clorhídrico y continuar el ataque hasta que quede 7 mL aproximadamente.
4. Agregar 5 mL de ácido sulfúrico, seguir atacando hasta que comience a desprenderse vapores blancos, mantener en la plancha caliente hasta que se obtenga una masa pastosa, bajar y enfriar.

5. Agregar cuidadosamente 30 mL de agua y calentar hasta ebullición, hervir por 5 minutos, bajar.
6. Filtrar en caliente, usando filtro N° 2 ó 4, recibiendo el filtrado en un Erlenmeyer de 300 mL. Lavar bien el recipiente usado para el ataque, limpiándolo si es preciso con una vagueta con protector de goma en su extremo para arrastrar todo el sólido que pudiera quedar en él.. Lavar el precipitado 5 veces con pequeñas porciones de agua caliente, descartar el residuo del filtro.
7. Neutralizar la solución con hidróxido de amonio, hasta que aparezca precipitado de hierro, agregar HCl gota a gota hasta que desaparezca el precipitado, agregar dos gotas de exceso, lavar las paredes del frasco con agua caliente.
8. Agregar 10-20 mL de solución de sulfito de sodio al 10 % y calentar.
9. Agregar 5-10 mL de solución de sulfito de sodio al 10% y hervir unos minutos más. Agregar más sulfito si el color rojo persiste. El precipitado debe ser blanco lechoso.
10. Filtrar la solución en caliente, usando papel filtro N° 5 (o doble papel filtro N° 2 ó N° 4). Pasar todo el precipitado con agua caliente a un Erlenmeyer de 300 mL. Descartar el filtrado.
11. Colocar debajo del embudo el frasco de 300 mL. Disolver el precipitado de CuCNS, con solución caliente de NaOH al 7% lavando dos veces, removiendo bien el precipitado.
12. Lavar 6 veces con pequeñas porciones de agua caliente. Descartar el residuo que queda en el papel filtro.
13. Dejar enfriar la solución. Agregar 25 mL de ácido sulfúrico (1:1) al frasco y titular con solución valorada de permanganato de potasio.
14. Hacer una prueba en blanco usando los mismos reactivos. Descontar el blanco de la titulación.

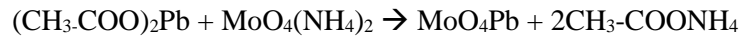
$$\%Cu = \frac{\text{Gasto x factor de la solución x 100}}{\text{Peso de la muestra}}$$

- c. Plomo - método del molibdato de amonio.

FUNDAMENTO.

El plomo al estado de acetato, se precipita con una solución estándar de molibdato de amonio. El final de la reacción se reconoce ensayando una

gota del líquido con una gota de solución de ácido tánico (Indicador externo) que da un color amarillo en cuanto hay exceso de molibdato de amonio. La reacción es:



PROCEDIMIENTO.

1. Pesar de 0,5 a 2,5 gramos de muestra pulverizada a malla -100, en vaso de 250 mL ó 400 mL.
2. Agregar de 15 mL de ácido nítrico y atacar en caliente; después agregar 0,01 gramos de clorato de potasio y continuar atacando en caliente hasta reducir a 7 mL.
3. Agregar 10 mL de ácido clorhídrico y seguir atacando en caliente reducir a 7 mL. Bajar y dejar enfriar ligeramente.
4. Agregar de 15 mL de ácido sulfúrico y calentar hasta desprendimiento de humos blancos, durante 20 minutos. Bajar. Enfriar.
5. Diluir a 100 mL con agua destilada. Hervir durante 10 minutos. Bajar, enfriar en la bandeja de refrigeración, durante 45 minutos.
6. Filtrar en papel filtro. Pasar todo el precipitado del vaso al filtro, lavando dos veces al vaso con agua fría. Lavar el precipitado.
7. Colocar el papel filtro con el precipitado en vaso de 400 mL (en el vaso original). Agregar después 200 mL de agua destilada caliente y seguir hirviendo durante 15 minutos.
8. Titular en caliente con solución valorada de Molibdato de Amonio, usando solución de ácido tánico al 0,5% como indicador externo.
9. Calcular el % de Pb.

$$\% \text{ Pb} = \frac{\text{Gasto} \times \text{factor de la solución} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

d. Plata- método de escorificación y copelación.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 0,1 A.T. (Assay Ton) de muestra en escorificador de 2,5 que contenga 25 g de plomo granulado.
2. Agregar 2-3 g de bórax y mezclar bien con espátula.
3. Cubrir con 15 g de plomo granulado y cubrir con 5 g de Bórax.

4. Escorificar en la mufla eléctrica a 1100 °C durante 30 minutos.
5. Vaciar el contenido de los escorificadores a los moldes. Dejarlo enfriar. Romper la escoria con un martillo y limpiar el botón por martilleo, dándole la forma de un cubo.
6. Los cubos deben tener un aproximado de 25 g, si posee mayor peso es necesario volver a escorificar. Cuando las muestras poseen mucho cobre, también es necesario hacer doble escorificación.

COPELACION.

1. Se calientan las copelas previamente enumeradas, unos 20 minutos antes de introducir los cubos de plomo (a unos 900°C)
2. Colocar los cubos de plomo con la pinza apropiada.
3. Tan pronto como se ha terminado de colocar los botones, se cierra la puerta de la mufla manteniendo la temperatura. (Unos 5 minutos).
4. Después que ha fundido se abre la puerta de la mufla y se deja bajar la temperatura hasta 800°C cuidando que el litargirio que se forma no se solidifique sobre la Ag.
5. El Pb es absorbido por la copela y parte volatilizado y a veces es necesario colocar corriente de aire.
6. Alrededor del botón de plata debe quedar unas plumillas de litargirio, lo que demuestra una buena copelación.
7. El tiempo de copelación es también aproximadamente 30 minutos.
8. Sacar las copelas de la mufla, dejarlas enfriar y pesar los botones de plata.
9. Reportar en onzas por toneladas (ó en la forma que indique).

CALCULO.

Cuando se pesa el mineral en Assay Ton, el peso de los botones de plata en miligramos, da directamente el resultado en onzas por toneladas.

1.0 Assay Ton da onz/Ton

0.5 Assay Ton x 2 da onz/Ton

0.2 Assay Ton x 5 da onz/Ton

0.1 Assay Ton x 10 da onz/Ton

e. Oro – método de la mufla eléctrica.

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0,5 A.T. en un crisol de 30 g, que contenga 65 g de flux (Usar de 85 - 90 g de flux para 1,0 A.T)

2. Agregar un poquito de nitrato de plata y mezcla bien con ayuda de una espátula, poner un clavo de 5" y cubrir con 25 g de flux. Si no se usa clavo, usar 10 g de nitrato de potasio. Para mineral paco no usar clavos ni nitrato, si no usar 5 gramos de harina.
3. Colocar el crisol en la mufla eléctrica a 900°C, ir subiendo la temperatura hasta 1100°C. proceso que dura de 50 - 60 minutos (se conoce que ya ha fundido el mineral cuando el crisol se ve transparente).
4. Sacar de la mufla y vaciar al molde de forma cónica y dejarlo enfriar (calentar previamente el molde en la parte de la mufla 2-3 minutos para que no salte la escoria al vaciar).
5. Separar la escoria del metal, valiéndose de un martillo, moldear el metal dándole forma cúbica.
6. Escorificar y vaciar etc. como en el caso anterior (cuando hay Bi ó As es recomendable escorificar dos veces).
7. Colocar el cubo de metal en una copela que de antemano ha sido calentada durante 15 a 20 minutos a 1000°C.
8. Proceder a la copelación como en caso anterior.
9. Sacar la copela de la mufla y enfriar totalmente (cuando es solo para plata, pesar el botón después de frío, reportar en onz/Ton cuando no tiene nitrato de plata).
10. El botón de plata que también contiene el oro, limpiarlo con una brocha especial y colocarlo en un crisol de porcelana, agregar ácido nítrico (1:7) si el botón es grande, ó (1:5) si es pequeño y calentar lentamente hasta que no haya mayor ataque a la plata. Bajarlo.
11. Descartar con bastante cuidado la solución, agregar ácido nítrico (1:1) y seguir atacando a calor lento, hasta que toda la plata haya reaccionado, si es necesario se puede decantar y echar ácido 1:1 y seguir el mismo proceso. Tener cuidado de no atacar a calor fuerte por que el oro se sedimenta en pequeñas partículas que al lavar o decantar se pierden y los resultados salen errados.
12. Decantar la solución cuidadosamente. Lavar el oro 3 veces por decantación como agua amoniaco caliente (1:7).
13. Agregar más o menos 5 cc de amoniaco y calentar suavemente. Bajarlo y decantar y lavar dos veces con agua caliente por decantación.

14. Secar el crisol en la plancha y después llevarlo al horno por 20".
15. Enfriar, pesar el botón de oro y expresar el resultado en onzas por toneladas o por la forma que soliciten.

f. Azufre en minerales.

PROCEDIMIENTO

1. Pesar 0.5 gramos de muestra en un vaso de 400 mL.
2. Agregar 0,01 g de clorato de potasio, 25 mL de agua de bromo y 15 mL de ácido nítrico y atacar lentamente en plancha con asbesto y llevar sequedad.
3. Agregar 5 mL de HCl y atacar lentamente hasta sequedad. retirar de la placha.
4. Agregar 70 mL de solución de carbonato de sodio al 10% y hervir por 15 minutos. Bajarlo.
5. Filtrar en vaso de 600 mL usando papel filtro N°2 de 12,5 cm (ó N° 40 de 12,5 cm)
6. Neutralizar la solución con ácido clorhídrico usando Methyl Orange como indicador y agregar 5 mL en exceso.
7. Llevar a ebullición. Agregar 25 mL de solución caliente de cloruro de bario al 10 % y hervir durante 5-10 minutos. Bajarlos y dejarlos en reposo toda la noche (para precipitar es recomendable que ambas soluciones estén a la misma temperatura de lo contrario salta el precipitado).
8. Filtrar en papel filtro N° 42 usando un poco de pulpa de papel y lavar 10-12 veces con agua caliente.
9. Pasar el papel con el precipitado a un crisol de arcilla, secar y calcinar a 800°C durante 2 horas.
10. Enfriar y pesar como BaSO₄

CALCULO:

$$\%S = \frac{\text{Peso (BaSO}_4\text{)} \times 0.13735 \times 100}{\text{Peso de muestra.}}$$

g. Sílice.

PROCEDIMIENTO.

1. Pesar 1,0 gramos de muestra en un crisol de níquel, mezclar con 8-10 gramos de fundente Na₂O₂ - NaOH y cubrir con una pequeña capa del fundente.

2. Fundir en el horno al rojo oscuro (700 °C) cerca de 5 minutos.
3. Vaciar la masa fundida un molde de Hierro apropiado o en una cápsula de níquel o cápsula apropiada expresamente.
4. Lavar el crisol de níquel en una cacerola, con agua caliente o con HCl (1:1) alternando con agua caliente procurando sacar todas las partículas adheridas al crisol con una varilla de goma.
5. Pasar la masa del molde de fierro a la cacerola y disolverlo todo, agregando agua si es necesario. Cuando todo se ha disuelto, agregar HCl hasta que la solución se ponga clara.
6. Evaporar a sequedad. Después de seco dejar unos 10-15 minutos más en la plancha (para que oxide el hierro).
7. Enfriar agregar 5 mL de HCl 30 mL de agua caliente y calentar hasta disolver todas las sales solubles.
8. Filtrar la solución caliente a través de un papel filtro N° 40, lavando bien la cacerola y recibiendo el filtrado en vaso de 400 mL, lavar el precipitado 2 veces con HCl (1:1) caliente y 8 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO.
9. Colocar el papel filtro que contiene el precipitado, en un crisol de arcilla y secar en la plancha. Calcinar en la mufla eléctrica al rojo brillante 1500 °C por 1 ó 2 horas.
10. Enfriar y pesar el residuo como sílice.
11. Hacer una prueba en blanco, usando los mismos reactivos.

$$\% \text{SiO}_2 = \frac{\text{Peso residuo calcinado} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

h. Hierro.

PROCEDIMIENTO.

1. La solución que se pipetea de la dilución (100 mL) ó (la solución contenida en el vaso si el proceso es directo) agregar 3 gramos de cloruro de amonio y 30 mL de hidróxido de amonio y hervir durante 8 minutos.
2. Filtrar en caliente a través de papel filtro N°4 recibiendo el filtrado en vaso de 600 mL. Lavar el precipitado 5 veces con agua caliente. Reservar el filtrado para el ensayo de Ca y Mg.

3. Pasar el precipitado de Fe al vaso original extendiendo el papel en el filo del vaso y lavar con un chorro fino de agua y con solución caliente de HCl (1:1) 3 veces y lavar con agua 3 veces. Disolver todo el precipitado con HCl (no usar mucha agua para el lavado).
4. Calentar a ebullición y agregar cloruro estañoso gota a gota hasta reducir todo el Fe. (hasta que la solución quede clara) agregar 2 gotas de exceso).
5. Diluir a 200 mL con agua fría y enfriar después agregar 15 mL de solución fosfo-sulfúrica, 10 mL de solución de cloruro mercuríco y 3 gotas de digenilamina como indicador.
6. Titular con solución valorada de bicromato de potasio. Hacer los cálculos para Fe₂O₃.

$$\% \text{Fe}_2\text{O}_3 = \% \text{Fe} \times 1.4298$$

i. Oxido de calcio.

PROCEDIMIENTO.

1. Calentar a ebullición el filtrado que se reservó de la determinación del Fe y agregar 25 mL de solución de oxalato de amonio al 5% y hervir durante 10 min.
2. Dejar que el precipitado se sedimente. (Dejarlo unas cuantas horas en lugar caliente).
3. Filtrar la solución caliente a través de papel filtro N° 5 recibiendo el filtrado en vaso de 600 mL. Lavar el precipitado 8 veces con agua caliente. RESERVAR EL FILTRADO PARA LA DETERMINACION DE MAGNESIO (estar seguro de haber lavado bien el precipitado de oxalato de calcio).
4. Pasar el precipitado a un vaso de 400 mL con el papel filtro, agregarle 200 mL de agua caliente y 20 mL de H₂SO₄ diluido (1:1) y calentar a ebullición durante cinco minutos.
5. Titular la solución caliente con solución valorada de KMnO₄ (1mL = 0.005 g de CaO). Descontar el valor de la prueba en blanco.
6. Calcular el % de CaO o hacer los cálculos correspondientes si se desea reportar como Ca.

$$\% \text{CaO} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times 0.005 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

$$\% \text{Ca} = \frac{\text{mL de KMnO}_4 \text{ gastados} \times f \text{ de Ca} \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

j. Aluminio.

PROCEDIMIENTO.

1. Solución reservada para la alúmina, se calienta a ebullición y se pasa gas H₂S por 20 minutos. Dejar que el precipitado se asiente.
2. Filtrar en papel filtro N° 5 recibiendo el filtrado en vaso de 600 mL lavar el precipitado 3 veces con agua caliente.
3. Hervir el filtrado hasta expulsar todo el H₂S.
4. Agregar 5 mL de HNO₃ y evaporar a un volumen de 60 mL.
5. Diluir a 100 mL con agua destilada, agregar hidróxido de amonio, pero evitar la precipitación de hierro como hidróxido.
6. Agregar 6 mL de HCl 25 mL de solución de fosfato de sodio (10%) 30 mL de solución de tiosulfato de sodio (al 10%) 20 mL de ácido acético (1:1) y diluir con agua a 400 mL. Hervir por 30 minutos.
7. Filtrar en papel filtro N° 40 y lavar 6 veces con agua caliente. Descartar el filtrado.
8. Colocar el papel con el precipitado en un crisol de arcilla, secar en la plancha y después de secar, calcinar en la mufla eléctrica al rojo brillante por una hora.
9. Enfriar y pesar el residuo como AlPO₄.
10. Descartar la prueba en blanco que se han hecho siguiendo el método y usando los mismos reactivos.
11. Hacer los cálculos y reportar como Al₂O₃ (AlPO₄ x 0,4178 = Al₂O₃) si se reporta como Al será (AlPO₄ x 0,22195 = Al)

$$\% \text{ Al}_2\text{O}_3 = \frac{\text{Peso AlPO}_4 \times 0,4178 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

$$\% \text{ Al} = \frac{\text{Peso AlPO}_4 \times 0,22195 \times 100}{\text{Peso de muestra}}$$

DESARROLLO EXPERIMENTAL DE LA ACIDIFICACIÓN.

Generalidades.

La acidificación del mineral se ha llevado a cabo empleando un reactor (tanque agitado), que consta de un recipiente de plástico con una capacidad de 2 litros, con tapa en la que se han practicado tres orificios, a través del primero de los cuales pasa el eje de un mezclador de paletas que es accionado por un pequeño motor de velocidades regulables a través de un reductor; por el segundo se coloca el termómetro que permite controlar la temperatura y por el tercero sale un tubo al

que se adapta una manguera de hule para unirlo con el absorbedor-mezclador, que es el dispositivo encargado de captar el dióxido de azufre.

Determinación de los parámetros óptimos para la acidificación.

a. Concentración del ácido sulfúrico.

Se hicieron varias pruebas, con concentraciones que van desde 6% hasta el 12%. El porcentaje de ácido sulfúrico empleado es solo para acidificar el mineral, químicamente esto significa activar el mineral, predisponerlo para la reacción con el reactivo sulfuro de potasio. Se consideró como concentración adecuada 10%

De cada una de las soluciones planteadas para los ensayos se preparará 1500 mL. Se empleará ácido sulfúrico, el cálculo se hará de la siguiente manera:

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

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

V - Volumen de la solución a preparar, mL

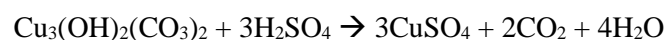
ρ_1 - Densidad de la solución al porcentaje que se pide, g/mL
(se obtiene de las tablas)

ρ_2 - Densidad del ácido concentrado, g/mL

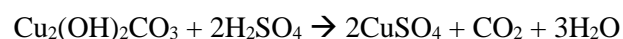
C_2 - Concentración del ácido concentrado, en %

Las reacciones que reproducen entre las especies mineralógicas de cobre y el ácido sulfúrico durante la acidificación están expresadas en las siguientes ecuaciones químicas:

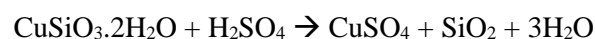
Con la Azurita:



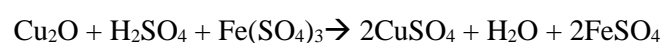
Con la malaquita:



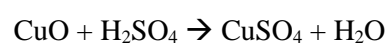
Con la crisocola:



Con la cuprita:



Con la tenorita:



b. Granulometría.

La flotación de óxidos de cobre se hará con el mineral molido hasta malla #250.

c. Velocidad de agitación.

Considerando que el sólido a emplear es fino y la solución ácida no es viscosa, entonces la mezcla se puede suspender mediante agitación, empleando para ello un agitador de paletas planas con eje flexible, accionado por un motor regulable. Los ensayos referentes a las velocidades de agitación se realizaron con velocidad de 1000 rpm.

d. Tiempo de acidificación.

Durante la acidificación es preciso controlar el tiempo que dura el proceso, para poder establecer el tiempo límite económico, es decir, el tiempo aquel en el cual se va a extraer el máximo porcentaje de cobre, conservando la rentabilidad. Para estos ensayos se consideraron tiempos desde los 30 minutos, hasta los 90 minutos.

DESARROLLO DE LA ACIDIFICACIÓN EXPERIMENTAL.

Una vez establecidos los parámetros adecuados para realizar una acidificación dinámica óptima, se procedió a realizarla, ajustando los parámetros de trabajo a los siguientes valores:

Tamaño de partícula:	0,074 mm
Concentración del ácido:	10%
Velocidad de agitación:	500 rpm
Temperatura de trabajo:	22°C (temperatura ambiente)
Cantidad de muestra por corrida:	1000 g
Volumen de solución ácida:	1500 mL

MUESTREO

En la cancha de minerales se seleccionó el mineral oxidado de cobre en una cantidad de 20 Kg

CHANCADO

El mineral muestreado se lleva a la chancadora con el fin de reducir el tamaño de los trozos grandes, a un diámetro no mayor de 3/8” En la chancadora se obtienen partículas de diferente tamaño, predominando material más delgado que el que según las especificaciones debe de producir la chancadora, que en este caso es de 3/8”

MOLIENDA.

El mineral chancado aún posee gran cantidad de partículas de “gran tamaño” (3/8” y menos), las cuales deben de ser reducidas a un tamaño mucho menor. Esto se logra mediante la utilización de una pulverizadora, la cual reduce el tamaño de las partículas del mineral hasta los 0,063 mm. El objetivo de la molienda para nuestro

caso es llegar a reducir el tamaño de las partículas, hasta malla -250, a fin de que las partículas sólidas, junto con la solución ácida, se puedan suspender dentro de reactor como un líquido cualquiera.

TAMIZAJE.

Una vez obtenida la muestra pulverizada, se procede a la clasificación del tamaño de las partículas, empleando para ello los tamices de diferente apertura de malla, seleccionando solo aquel material que pasa por la malla - 250, es decir cuyo mayor diámetro es de 0,063 mm.

PESAJE.

Obtenido el material pulverizado, se procede a pesarlo, considerando un peso de 1000 g, para la carga del tanque agitado.

PREPARACIÓN DE LA SOLUCIÓN ÁCIDA.

En un vaso De precipitados de 2000 mL de capacidad se procede a preparar la solución ácida, empleando el ácido sulfúrico al porcentaje requerido. El cálculo de la cantidad de reactivo necesario para preparar dicha solución se calcula mediante 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

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 %

En el recipiente de plástico de 2000 mL se vierte aproximadamente un litro de agua destilada y luego, con mucho cuidado, agitando el líquido todo el tiempo, se va agregando la cantidad calculada de ácido sulfúrico. Se agita unos 2 minutos y se deja enfriar.

Luego un kilogramo de la muestra de mineral oxidado de cobre, se va agregando al recipiente que tiene la solución de ácido sulfúrico y con una espátula se va agitando hasta que todo el mineral haya sido humedecido con un mínimo de exceso de la solución ácida. y se deja en reposo.

De esta manera se preparan las otras muestras con las diferentes concentraciones de ácido sulfúrico (6, 7, 8, 9, 10, 11, 12%)

La acidificación se prolonga durante 24 horas para que las reacciones sulfatizantes se lleven a cabo en su totalidad, tratando en lo posible de que todo el cobre presente en el mineral reaccione con el ácido.

SULFIDIZACIÓN.

Concluida la acidificación, después de las 24 horas el mineral se transfiere a la celda de flotación en donde se agregará junto con los reactivos de flotación , el sulfuro de potasio disuelto, en las concentraciones adecuadas o seleccionadas para cada uno de los ensayos.

FLOTACIÓN

El mineral sometido a la acidificación, mantenido durante 24 horas en reposo se traslada a la celda de flotación y se agrega 1800 mL de agua junto con los reactivos en los que se incluye el sulfuro de potasio, con lo que se consigue un porcentaje de sólidos del 20% en la flotación.

Montar la celda en la máquina de flotación

Graduar la velocidad del impulsor a 1300 rpm que equivale a 1275 pies por minuto de velocidad periférica

Accionar la máquina con la válvula del aire cerrada y agitar por un minuto y luego medir el pH, el cual debe estar entre 10 y 10.5 si es necesario ajustar agregando cal o soda caustica según sea necesario.



Fi.2.9. Celda de flotación Denver.

Adicionar a la celda la cantidad seleccionada del colector y agitar por lo menos durante 2 minutos

Luego agregar 2 gotas de espumante MIBC del frasco – gotero y agitar por 2 minutos más, manteniendo la válvula de aire sin abrir.

Seguidamente abrir la válvula del aire para iniciar el proceso de flotación, generándose en el interior de la pulpa la formación de burbujas de aire que se elevan hacia la superficie formando una capa de espuma que contiene los sulfuros de cobre, constituyendo lo que se denomina concentrado. Este concentrado se recibe en una charola, del cual se toma una pequeña muestra en un plato para verificar la calidad del producto obtenido (del concentrado).

Durante la flotación se debe de controlar el tiempo desde el inicio hasta el final del proceso.

FILTRADO Y SECADO DE PRODUCTOS

De la flotación se obtienen tres fracciones de concentrado: concentrado, medios y colas, los cuales deben de ser decantados, y luego filtrados en un filtro de vacío. Si los productos no se decantan con facilidad entonces es necesario emplear un floculante para ayudar a su precipitación más rápida.

Cuando las colas o sea el producto más pesado no se asiente con rapidez, se puede tomar una muestra de 50 ó 100 g de sólido para hacer las pruebas químicas correspondientes.

El peso de las colas se obtiene por diferencia con el peso del concentrado.

SECADO, PESADO Y PREPARACIÓN PARA EL ANÁLISIS.

Después de la filtración las fracciones se colocan en charolas y se llevan a secado en una estufa a una temperatura de 90 – 100°C, para luego disgregarlos y pesarlos y colocarlos en bolsas de papel debidamente rotuladas y cerradas herméticamente.

III. RESULTADOS

3.1. Resultados obtenidos.

Tabla 3.1
Análisis químico del mineral

Componente	Concentración, %
Cobre soluble (CuO)	7,41
Cobre insoluble (CuS)	0,26
Cobre total	7,67
Hierro (Fe)	1,12
Zinc (Zn)	0,22
Plomo (Pb)	0,18
Azufre (S)	0,64
Calcio (Ca)	1,36

Fuente: Datos experimentales.

La tabla 3.1 muestra los resultados del análisis químico de la muestra de mineral oxidado de cobre que se ha tomado para desarrollar la investigación, se observa que posee un 7,67 % de cobre total, 1,12% de hierro, 0,22% de zinc, 0,18% de plomo, 0,64% de azufre y 1,36% de calcio.

Tabla 3.2.

Análisis mineralógico cualitativo del mineral

Especie mineralógica	Observación
Azurita	+++
Malaquita	+++
Cuprita	+++
Tenorita	+++
Pirita	+
Calcopirita	+
Galena	+
Blenda	+

Fuente: Datos experimentales.

La tabla 3.2 muestra los resultados del análisis mineralógico cualitativo del mineral empleado en los estudios experimentales sobre acidificación y sulfidización de minerales oxidados para flotarlos, como se observa la presencia de azurita, malaquita, cuprita y tenorita, son más abundantes en la muestra; mientras que, la pirita, calcopirita, galena y blenda, se encuentran en cantidades mínimas.

Tabla 3.3

Resultado de la moliendabilidad del mineral

Tiempo, min	% pasante malla #250
4	35,48
6	43,54
8	55,66
10	61,23
12	69,15
14	75,33

Fuente: Datos experimentales.

Condiciones de molienda:

Peso del mineral: 1000 gramos

Agua: 1 800 mL

Malla Tyler: #250

Llenado del molino 40%

Velocidad Crítica: 70%.

Porcentaje de Poros en el Lecho de Bolas: 40%

Tamaño de Bolas: 1", 1 ¼", 1 ½".

La tabla 3.3 muestra los resultados de la moliendabilidad del mineral empleado en los estudios experimentales, según los datos reportados en 10 minutos de molienda pasan a través de la malla #250, el 60% del mineral molido.

Tabla 3.4

Condiciones iniciales de flotación del mineral oxidado de cobre

PARÁMETROS Y MATERIALES	CANTIDADES
Peso del mineral, g	1000
Densidad de la pulpa, g/mL	1 360
Granulometría del mineral, μm	200
Agua, L	1,800
Velocidad de agitación en el acondicionamiento, rpm	1 500
Velocidad de agitación en la flotación, rpm	1350
Porcentaje de sólidos, %	30,9
pH	10,0
Cal (CaO), g	2,5; 3,0; 3,5; 4,0; 4,5; 5,0; 5,5; 6,0
Espumante MIBC, mg/L	40
Colector Z-11, mg/L	50
Depresor: Bisulfito de sodio + sulfato de zinc, mg/L	30
Depresor: Bicromato de sodio, mg/L	40
Sulfuro de potasio	2, 3, 4, 5, 6, 7, 8, 9, 10
Tiempo de flotación, min.	14
Tiempo de acondicionamiento, min.	4

Fuente: Elaboración propia.

En la tabla 3.4 se dan a conocer los parámetros que permanecerán fijos en todos los ensayos a realizarse para establecer la concentración adecuada de sulfuro de potasio para propiciar la sulfidización de los minerales oxidados durante la flotación, los parámetros a variar son la concentración de cal y con él, la variación del pH y la concentración del sulfuro de potasio.

Tabla 3.5

Determinación de la concentración de la cal

Cal, g	pH	Cu recuperado, g
2,5	6,2	2,2
3,0	6,7	3,7
3,5	7,3	6,2
4,0	7,9	9,5
4,5	8,4	11,1
5,0	9,2	14,6
5,5	10,5	18,3
6,0	11,3	25,7

Fuente: Datos experimentales.

Concentración de cobre en la muestra: 76,7 g

La tabla 3.5 se muestra los resultados de las pruebas de flotación realizadas para establecer la cantidad de óxido de calcio que se debe adicionar a la pulpa para neutralizarla y subir el pH a niveles por encima de 8 y llevar a cabo la recuperación del cobre con eficiencia. La flotación de la muestra requirió de más de 5 gramos de cal para llegar a pH 10 u 11.

Tabla 3.6

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (2%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	2	5,7
02	11,6	2	5,5
03	11,6	2	5,8
04	11,6	2	5,5
05	11,6	2	5,4
Promedio			5,6

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.6 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 2% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 5,6 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.7

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (3%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	3	8,4
02	11,6	3	8,4
03	11,6	3	8,7
04	11,6	3	8,4
05	11,6	3	8,5
Promedio			8,5

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.7 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 3% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 8,5 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.8

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (4%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	4	13,6
02	11,6	4	13,8
03	11,6	4	13,5
04	11,6	4	13,4
05	11,6	4	13,6
Promedio			13,6

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.8 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 4% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 13,6 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.9

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (5%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	5	19,6
02	11,6	5	19,5
03	11,6	5	19,7
04	11,6	5	19,6
05	11,6	5	19,5
Promedio			19,6

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.9 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 5% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 19,6 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.10

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (6%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	6	27,2
02	11,6	6	27,5
03	11,6	6	27,4
04	11,6	6	27,6
05	11,6	6	27,3
Promedio			27,4

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.10 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 6% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 27,4 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.11

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (7%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	7	39,7
02	11,6	7	39,6
03	11,6	7	39,7
04	11,6	7	39,7
05	11,6	7	39,7
Promedio			39,7

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.11 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 7% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 39.7 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.12

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (8%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	8	50,6
02	11,6	8	50,3
03	11,6	8	50,4
04	11,6	8	50,5
05	11,6	8	50,6
Promedio			50,5

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.12 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 8% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, solo se recupera 50.5 g de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.13

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (9%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	9	64,5
02	11,6	9	64,7
03	11,6	9	64,6
04	11,6	9	64,5
05	11,6	9	64,6
Promedio			64,6

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.13 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 9% de este reactivo no es suficiente para extraer los óxidos de cobre, pero se recupera un alto porcentaje igual a 64,6% de los 76,7 g que tiene la muestra.

Tabla 3.14

Determinación de la concentración de sulfuro de potasio (10%)

N° ensayo	pH	K ₂ S	Cu recuperado, g
01	11,6	10	76,7
02	11,6	10	76,7
03	11,6	10	76,7
04	11,6	10	76,7
05	11,6	10	76,7
Promedio			76,7

Fuente: Datos experimentales.

Cantidad de cobre en la muestra: 76,7 g

En la tabla 3.14 se muestra los resultados de ensayos para determinar la concentración adecuada del sulfidizante (K₂S), a un pH 11,6, como se observa un 10% de este reactivo es suficiente para extraer todo el óxido de cobre es decir, los 76,6 g de cobre.

Tabla 3.15

Condiciones finales de flotación del mineral oxidado de cobre

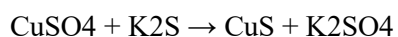
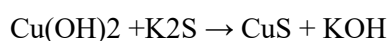
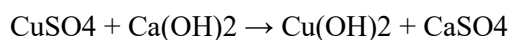
PARÁMETROS Y MATERIALES	CANTIDADES
Peso del mineral, g	1000
Densidad de la pulpa, g/mL	1 360
Granulometría del mineral, μm	200
Agua, L	1,800
Velocidad de agitación en el acondicionamiento, rpm	1 500
Velocidad de agitación en la flotación, rpm	1350
Porcentaje de sólidos, %	30,9
pH	11,4
Cal (CaO), g	6,0
Espumante MIBC, mg/L	40
Colector Z-11, mg/L	50
Depresor: Bisulfito de sodio + sulfato de zinc, mg/L	30
Depresor: Bicromato de sodio, mg/L	40
Sulfuro de potasio	10
Tiempo de flotación, min.	14
Tiempo de acondicionamiento, min.	4

Fuente: Elaboración propia.

IV. DISCUSIÓN

El tratamiento que se le da a los minerales mixtos de cobre (aquellos que contienen sulfuros y óxidos) es para poder transformar los óxidos en sulfuros con ayuda del ácido sulfúrico y del sulfuro de potasio, el primero de ellos permite predisponer al mineral a la reacción transformar las especies mineralógicas oxidadas en sulfato de cobre en la superficie de la partícula y posteriormente en presencia del sulfuro de potasio reacciona para formar sulfuro de cobre, el cual es captado por los colectores que les permite adherirse a las burbujas de aire y luego ascender a la altura donde está la espuma que contiene abundante sulfuro de cobre.

Durante este proceso los reactivos empleados tienen como función transformar la superficie de las partículas del mineral en materiales hidrofóbicos, que rechazan el agua y por lo tanto no pueden reaccionar con otras sustancias iónicas. Estas superficies hidrofóbicas se adhieren a la parte hidrocarbónica de la molécula del colector y este a la burbuja de aire. Experimentalmente se hizo el diseño, teniendo en cuenta que al inicio el ácido sulfúrico va a reaccionar con los minerales oxidados dando sulfato de cobre, se consideró un tiempo de 24 horas para que la reacción se lleve a cabo con todos los compuestos solubles en ese tiempo prudencial. También se consideró que la sulfidización se lleve a cabo durante la flotación para ello se agregó el reactivo sulfuro de potasio en cada una de las pruebas de flotación, esto debido a que la reacción entre el K₂S y el sulfato de cobre en solución (en un medio acuoso) es rápida o casi instantánea. Las reacciones que se han producido durante este proceso son las siguientes:



El sulfuro de cobre que se obtiene de este proceso es recuperado durante la flotación selectiva en la cual como colector se empleó el Z-11 y como espumante el MIBC en concentraciones que habitualmente se emplean en la flotación de sulfuros. La cal empleada, que es el óxido de calcio con el agua forma hidróxido de calcio, el cual en un primer momento reacciona con el sulfato de cobre formando hidróxido de cobre que también va a reaccionar con el sulfuro de potasio dando como producto sulfuro de cobre.

V. CONCLUSIONES

1. Se concluye que el método propuesto de acidificación y sulfidización sucesivas de minerales oxidados de cobre, permite transformar estos compuestos en sulfuros es decir de hidrofílicos a hidrofóbicos, característica superficial que es la base de la flotación de minerales.
2. La reacción de acidificación entre el mineral y el ácido sulfúrico es lenta, debido a ello es necesario dejar en reposo 24 horas, aquí el ácido tiene que extraer el cobre de la partícula mineral.
3. El método propuesto permite la total recuperación del cobre a partir de sus óxidos mediante acidificación y sulfidización y el proceso de flotación de minerales, lo que permite tratar minerales mixtos de cobre sin recurrir a la pirometalurgia.

VI. RECOMENDACIONES

1. Se recomienda hacer pruebas experimentales con minerales mixtos (oxidados y sulfurados) mediante el método propuesto para comprobar su eficiencia, considerando que en la presente tesis se ha trabajado específicamente con minerales oxidados de cobre para estudiar las posibilidades de su transformación a sulfuros y luego poder flotarlos.
2. Se recomienda hacer estudios experimentales con otros reactivos de flotación como xantatos, ditioposfatos, otros depresores y modificadores de pH con el fin de establecer cuáles de ellos funcionan mejor con el método aquí propuesto.

VII. FUENTES DE INFORMACIÓN.

- [1] P. Sandoval, “Propuesta técnica para el procesamiento de mineral polimetálico proveniente de la región de coquimbo”, Tesis, Chile, Universidad Andrés Bello, Facultad de Ingeniería, Ingeniería Civil en Minas, 2020.
- [2] P. Merino, “Flotación de cobre soluble en planta concentradora, División Salvador-Coquimbo”, Tesis, Chile, Universidad de Concepción, Facultad de Ingeniería, Departamento de Ingeniería Metalúrgica, 2019.
- [3] A. Canchanya y N. Yance, “Selección del método de flotación separación cobre/plomo de acuerdo a la caracterización geometalúrgica del Concentrado Bulk en la Planta Concentradora Ana María Compañía Minera Brexia Goldplata Perú S.A.C”, Tesis, Perú, Universidad del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales, 2019.
- [4] V. Gonzales, “Estudio del efecto depresor de reactivos en la flotación de sulfuros”. Tesis, Perú, Universidad Nacional de Ayacucho, 2018.
- [5] P.Sandoval, “Propuesta técnica para el procesamiento de mineral polimetálico proveniente de la región de Coquimbo”, Tesis, Chile, Universidad Andrés Bello, 2018.
- [6] E. Mora et al, “Remoción de plomo de un efluente sintético vía flotación iónica utilizando xantato”, Tesis, España, Universidad de Oviedo, 2018.
- [7] A. Tito, “Optimización del proceso de flotación de concentrados de zinc y plata en el ingenio minero del Sur-seccion “Rosicler” mediante diseño experimentales”, Tesis, Bolivia, Universidad de San Andrés, 2017.
- [8] J. Colqui, “Evaluación del colector pq-6293 en la flotación de minerales sulfurados de plomo – plata en la empresa Buenaventura Unidad Mallay 2017”, Tesis, Perú, Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión, 2017.
- [9] C. Benites, “Tratamiento de minerales mediante el blending para mejorar la calidad de concentrado de plomo zinc de la minera Toropunto a nivel experimental-2019”, Tesis, Perú, Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión, 2019.
- [10] A. Azañero, “Flotación de minerales oxidados de plomo”, Tesis, Perú, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2018.
- [11] C. Correa, “Evaluación del efecto del pH y de los reactivos en la recuperación de cobre en circuito de flotación colectiva Cu-Mo en minera los pelambres”, Tesis, Chile, Universidad de Bio-Bio, Facultad de Ingeniería, 2019.
- [12] R. García, “Estudio electroquímico de los mecanismos de flotación selectiva de sulfosales de cobre en medio alcalino”, Tesis, Bolivia, Universidad Autónoma de San Luís Potosí, 2022.
- [13] J. Torres, “Estudio metalúrgico de recuperación de cobre en planta concentradora Huanzala, Tesis, Universidad Nacional de San Agustín, Arequipa 2018.

- [14] C. Alvarado y O. Plasencia, “Influencia de la dosificación de los colectores AP-3418 y AR-404 sobre la recuperación de plomo y zinc por selectiva de un mineral polimetálico de la empresa minera occidental 2 de Cajamarca S.R.L.”, Tesis, Perú, Universidad Privada del Norte, Facultad de Ingeniería, 2019.

VIII. ANEXOS

Minerales oxidados de cobre



La azurita, también llamada chesilita o malaquita azul, es un mineral de cobre del grupo de los carbonatos que se forma en los depósitos de cobre expuestos a la intemperie. Posee un color azul muy característico.

[Wikipedia](#)

Densidad: 3,77 g/cm³

Categoría: Minerales carbonatos y nitratos

Clase: 5.BA.05 (Strunz)

Color: Azul

Dureza: 3,5 - 4

Exfoliación: Perfecta en, buena en, mediana en

Fórmula química: $\text{Cu}_3(\text{CO}_3)_2(\text{OH})_2$



La malaquita es un mineral del grupo V según la clasificación de Strunz, de fórmula química $\text{Cu}_2\text{CO}_3(\text{OH})_2$. Posee un 57,0% de cobre. Su nombre viene del griego malaqh, que significa 'malva', en alusión a su color verde. [Wikipedia](#)

Color: Turquesa

Densidad: 3,80 g/cm³

Birrefringencia: $\delta = 0,254$

Dureza: 3,5-4

Exfoliación: Perfecta

Raya: Verde claro

Sistema cristalino: Monoclínico



La crisocola es un mineral del grupo de los Silicatos, subgrupo Filosilicatos. Es un silicato de cobre hidratado de fórmula $(\text{Cu, Al})_4\text{H}_4 (\text{OH})_8 \text{Si}_4\text{O}_{10} \cdot n\text{H}_2\text{O}$, a veces denominado "cobre silíceo". [Wikipedia](#)

Fórmula química: $(\text{Cu, Al})_4\text{H}_4 (\text{OH})_8 \text{Si}_4\text{O}_{10} \cdot n\text{H}_2\text{O}$

Color: Verde a azul, a veces pardo

Densidad: 1,9 a 2,4 (variable hasta >3)

Clase: 9.ED.20 ([Strunz](#))

Dureza: 2,5 a 3,5 ([escala de Mohs](#))

Fractura: Concoidea

Hábito cristalino: Masivo, nodular o botroidal



La cuprita es la forma mineral del óxido de cobre (I), Cu_2O . Fue descrito por primera vez en 1845 por Wilhelm Karl von Haidinger, quien le asignó su nombre a partir del latín cuprum, por su alto contenido en cobre. [Wikipedia](#)

Densidad: 6,1 g/cm³

Calcotriquita: Fibras delgadas parecidas a cabellos

Clase: 04.AA.10 (Strunz); 04.01.01.01 (Dana)

Color: Rojo pardo, rojo púrpura, rojo, negro

Dureza: 3,5 a 4 en la [escala de Mohs](#)

Exfoliación: Interrumpida en; rara en

Fórmula química: Cu_2O