



UNIVERSIDAD DEL AZUAY
FACULTAD DE CIENCIA Y TECNOLOGÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA EN MINAS

**Electro-lixiviación de oro utilizando tiosulfato de sodio
como lixiviante**

**Trabajo de graduación previo a la obtención del título de
INGENIERO EN MINAS**

Autor:

KARLA DAYANNA TORRES ARAUJO

Director:

JUAN RODRIGO CALDERÓN MACHUCA

**CUENCA – ECUADOR
2018**

DEDICATORIA

El presente trabajo de grado quiero dedicarlo a un gran amigo, Pedro Gil Gonzáles, que con sus palabras fue fuente de inspiración y de ayuda para reconocer quien soy.

AGRADECIMIENTOS

Quiero agradecer a Dios y a mi familia por ser un apoyo incondicional.

Agradezco a los mejores y verdaderos amigos, Christian Ordóñez Guaycha, Doménica Lopez Ullauri, Gabriela Contreras Sinchi, Cristina Neira, Ma. José Vasquez, Angélica Medina, Elisa Peña, Karla Campoverde, Kevin Alfonso Aldana, Sharon Arrieta; que con sus palabras de aliento hicieron que triunfe, fueron una gran bendición en mi vida, y a mis otros amigos que me falta por mencionar, gracias por existir y coincidir conmigo.

Agradezco a cada uno de los profesores de la Universidad del Azuay que compartieron sus conocimientos con mi persona.

Agradezco a mi co-directo Nestor Rojas Reyes y al Instituto de Minerales de la Universidad Nacional de Colombia por brindarme el apoyo necesario para llevar a cabo la presente tesis.

ÍNDICE DE CONTENIDO

DEDICATORIA	II
AGRADECIMIENTOS	III
RESUMEN.....	IX
ABSTRACT.....	IX
INTRODUCCIÓN	1
CAPÍTULO I ANTECEDENTES TEÓRICOS	2
1.1 El oro.....	2
1.2 Hidrometalurgia	4
1.3 Lixiviación	4
1.4 Métodos de lixiviación.....	4
1.5 Reactivos de lixiviación	7
1.6 Desarrollo histórico del tiosulfato de sodio	8
1.7 Lixiviación de oro con tiosulfato de sodio.....	9
1.8 Ácido etilendiaminotetraácetico.....	11
1.9 Termodinámica de medios acuosos	12
1.10 Diagramas potencial ph.....	12
1.11 Diagramas termodinámicos.....	13
1.12 Parámetros de la lixiviación	15

1.13 Construcción de reactores para el desarrollo de la electro-lixivación en columna	16
1.14 Cinética de lixiviación.....	17
CAPÍTULO II MATERIALES Y MÉTODO	19
2.1 Mineral	19
2.2 Reactivos químicos	19
Sulfato de cobre.....	20
Amoniaco	20
Ácido etilendiaminotetraacético - EDTA.....	20
Tiosulfato de sodio penta hidratado	21
2.3 Montaje del laboratorio para el desarrollo de la electrolixiviación en columna. .	21
Reactor construido - columna.	21
Bomba peristáltica.....	23
Fuente de alimentación	24
2.4 Montaje del laboratorio para el desarrollo de la lixiviación por agitación	25
Agitador de varilla.....	25
Agitador magnético con placa calefactora	26
ph metro	27
Vasos precipitados	28
2.5 Metodología	29
2.6 Pre-tratamiento del mineral para la lixiviación por agitación.....	29
2.7 Pre-tratamiento del mineral para la lixiviación en columna	29
2.8 Ensayo al fuego	30

2.9 Caracterización del mineral.....	33
2.10 Cálculo del tiosulfato de sodio penta hidratado a utilizar	33
2.11 Preparación de la solución lixivante	34
2.12 Condiciones de operación en la lixiviación en columna.....	34
2.13 Condiciones de operación en la lixiviación por agitación	35
CAPÍTULO III RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	36
3.1 Resultados de la lixiviación en columna.....	36
3.2 Resultados de la lixiviación por agitación	36
3. 3. Discusión.....	37
CONCLUSIÓN	39
BIBLIOGRAFÍA	40

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. 1. Esquema de la lixiviación en pilas.....	5
Figura 1.4. Lixiviación por Agitación mecánica.....	7
Figura 1.5. Diagrama de Pourbaix para la especie Au (I) en función del log [tiosulfato] y Eh.....	14
Figura 1.6. Diagrama de Predominancia para la especie Cu (II) en función de Log [EDTA] y determinado PH.	15
Figura 1. 7. Diseño dimensional de un reactor en columna para el desarrollo de una electrolixiviación.....	17
Figura 2.1. Reactivos químicos.....	19
Figura 2. 2. Amoníaco.....	20
Figura 2.3. EDTA.....	21
Figura 2.4, $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$	21
Figura 2. 5. Columna construida para la lixiviación	22
Figura 2.6. Tapa de la columna con su respectivo electrodo	23
Figura 2.7. Bomba peristáltica	24
Figura 2.8. Fuente de Alimentación BK PRECISION BK1740A.....	24
Figura 2.9. Montaje del laboratorio de Electro-lixiviación en columna	25
Figura 2.10. Agitador de varilla	26
Figura 2.11. Agitador magnético con placa calefactora.....	27
Figura 2. 12. pH METRO hAndylab 2 SCHOTT	27
Figura 2. 13. Montaje del laboratorio de lixiviación por agitación.....	28
Figura 2. 14. Curva G.G.S del análisis granulométrico del mineral de trabajo.	30
Figura 2. 15. Mezcla homogenizada entre la muestra mineral, los reactivos y fundentes	31

Figura 2.16. Muestra Mineral fundida	32
Figura 2. 17. Botón de oro y plata.....	32
Figura 2. 18. DRX del mineral de trabajo	33

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 2.1. Distribución de tamaño de partículas del mineral de trabajo.....	29
Tabla 2. 2. Cantidad de Reactivos de Lixiviación	34
Tabla 2. 3. Factores y niveles del diseño experimental.....	35
Tabla 3. 1. Resultados de la electro-lixiviación en columna.....	36
Tabla 3.2. Resultados de la lixiviación por agitación sin EDTA.	36
Tabla 3. 3. Resultados de la lixiviación por agitación con EDTA.....	37

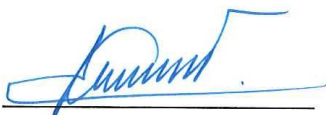
ELECTRO-LIXIVIACIÓN DE ORO UTILIZANDO TIOSULFATO DE SODIO COMO LIXIVIANTE

RESUMEN

El presente trabajo investigativo-experimental tiene como objetivo estudiar una alternativa de lixiviación inocua en comparación con la cianuración para la recuperación de oro.

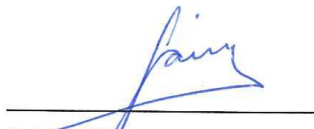
Pretende continuar investigaciones ya realizadas, comprobarlas y dejar un eslabón para futuras investigaciones; estableciendo las condiciones óptimas, definiendo el método lixiviación por agitación; una temperatura controlada de 65°C con baño maría; un pH alcalino de aprox. 10 con adición de pequeñas cantidades de amonio (NH_3), para prevenir la formación de óxidos, silicatos y carbonatos; 0.2M de tiosulfato de sodio ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$), que actúa como agente oxidante; 0.05M de Sulfato Cúprico, que cumple con la oxidación catalítica y finalmente 0.008M de ácido etilendiaminoacético (EDTA) para estabilizar el cobre en solución; en un tiempo de duración de 6 horas, para alcanzar una recuperación del oro de 30.4%.

Palabras Clave: Lixiviación, Tiosulfato de Sodio, Oro.



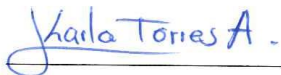
Juan Rodrigo Calderón Machuca

Director del Trabajo de Titulación



Jaime Alfonso Ampuero Franco

Director de Escuela



Karla Dayanna Torres Araujo

Autor

ELECTRO-LIXIVIATION GOLD USING SODIUM THIOSULFATE AS A LIXIVIAN AGENT

ABSTRACT

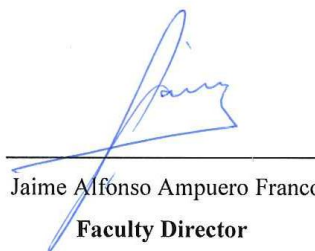
The objective of this experimental work was to study an innocuous lixiviation alternative in comparison with cyanidation for the recovery of gold. It was intended to continue with previous investigations, study them and leave the door open for future research, by establishing the optimal conditions. The lixiviation by stirring method was defined at a controlled temperature of 6 with a water bath and an alkaline pH of approximately 10 with the addition of small amounts of ammonium (NH_3) to prevent the formation of oxides, silicates and carbonates. 0.2M of sodium thiosulfate ($\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$) as an oxidizing agent, 0.05M of cupric sulfate to comply with the catalytic oxidation and 0.008M of ethylenediamineacetic acid (EDTA) were added to stabilize the copper in solution with a duration time of 6 hours. A gold recovery of 30.4% was achieved with this procedure.

Keywords: Lixiviation, Sodium Thiosulfate, Gold



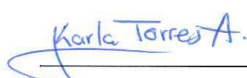
Juan Rodrigo Calderón Machuca

Thesis Director



Jaime Alfonso Ampuero Franco

Faculty Director



Karla Dayanna Torres Araujo

Author



Translated by

Ing. Paul Arpi

Torres Araujo Karla Dayanna

Trabajo de Titulación

Dr. Juan Rodrigo Calderón Machuca.

Junio, 2018

ELECTRO-LIXIVIACIÓN DE ORO UTILIZANDO TIOSULFATO DE SODIO COMO LIXIVIANTE

INTRODUCCIÓN

La cianuración es un proceso dominante utilizado para la recuperación de oro, debido a una rápida cinética de lixiviación y la facilidad de recuperación, por lo que su simplicidad lo hace atractivo a nivel industrial. Sin embargo, la concientización y responsabilidad ambiental que va en aumento deriva en el estudio de procesos de lixiviación prometedoras, tal es el caso del uso de tiosulfato.

El proceso de lixiviación del oro con tiosulfato se da por una reacción electroquímica que implica la oxidación del oro en tiosulfato de oro. En dicho proceso se debe tener en cuenta la velocidad de reacción, ya que es un factor importante para el diseño económico de cualquier proceso metalúrgico.

La lixiviación con tiosulfato de sodio no puede ser aplicado por sí solo, ya que este no es capaz de disolver el oro con la misma velocidad que el cianuro; razón por la que se añade iones cúprico amoníaco acuoso con el fin de acelerar la disolución del oro y a más de ello se añade ácido etilendiaminoacético con el fin de estabilizar el cobre y evitar la precipitación de óxidos de cobre.

El presente trabajo de tesis pretende evaluar la cinética de lixiviación con tiosulfato de sodio penta-hidratado a escala laboratorio y el proceso de lixiviación y así definir las condiciones óptimas de disolución de un mineral auroargentífero para una mejor recuperación de oro con tiosulfato de sodio.

CAPÍTULO I

ANTECEDENTES TEÓRICOS

1.1 El Oro

Según Marsden y House (1992), el elemento químico oro es un metal noble y su símbolo es Au. El oro pertenece al mismo grupo que la plata y el cobre en la tabla periódica, por lo general se encuentra asociado con estos metales en las rocas. La concentración media de oro en la corteza terrestre es 0,005 g/ton, para la plata es 0,07 g/ton y para el cobre 50 g/ton (Marsden y House, 1992).

La disolución de este metal se realiza en soluciones oxidantes con la presencia de ciertos agentes complejantes, como el cianuro, haluro, tiosulfato, tiurea y tiocianato, como consecuencia de la poca reactividad del oro con el oxígeno, con el agua y ácidos fuertes (Marsden, y House, 2006).

Según Vaughan (2004), existe alrededor de 30 minerales de oro, de los cuales en su mayoría no presentan valor en el procesamiento de oro. Los principales minerales de oro son el metal nativo de oro, electrum (telururos Au-Ag), aurostibita (AuSb_3), maldonita (Au_2Bi) y auricúprido (AuCu_3). A excepción del oro nativo y el electrum, el resto causa pérdidas en su recuperación.

Según Vaughan (2004), se puede clasificar en oro libre (free milling) y tipos refractarios, de los cuales en los primeros se recuperan más del 95%, no necesitan un pretratamiento, mientras que los refractarios presentan dificultades en su recuperación, haciendo que ésta sea menor al 95%. También se da el término de minerales complejos y carbonosos a los que son difíciles de tratar.

Los minerales refractarios se clasifican en medianamente refractario, con una recuperación de entre el 85-95%; moderadamente refractario, con un 50-80% de recuperación y altamente refractario con una recuperación inferior al 50%.

La causa principal de los minerales refractarios es la existencia de partículas de oro submicroscópicas; seguido de lo cual están los altos contenidos de telururos Au-Ag con poca solubilidad en cianuro. Otra causa es el tamaño de las partículas de oro que no deben ser menores a 10 μm , pues dificulta su liberación. Dicha refractariedad consiste en una incapacidad del cianuro a acceder al oro químicamente o físicamente (Vaughan, 2004).

Minerales complejos y minerales carbonosos (Preg-Robbing)

Según Vaughan (2004), los minerales complejos tienen una disponibilidad para ser lixiviados, sin embargo la mineralogía de la ganga interfiere de alguna manera en dicho proceso (lixiviación). Los minerales de la ganga consumen cianuro y oxígeno en solución o vuelven a adsorber el oro de la solución. Los minerales que tienen en su mineralogía cobre (coppergold) son consumidores de cianuro y oxígeno. Los minerales de cobre-oro que presentan dificultades en el proceso de lixiviación son los óxidos que encapsulan al oro, los cuales contienen óxidos de cobre, carbonatos, cobre metálico y sulfuros de cobre.

Además de minerales de cobre, otros minerales que consumen cianuro, son pirrotita, arsenopirita, rejalgar, orpimente y estibina. Los dos últimos son los más reactivos y pueden causar problemas de procesamiento considerables.

Los minerales carbonosos son difíciles de tratar porque el material carbonoso de grano fino en los minerales adsorbe el oro de la solución rica (licor). Según Nanthakumar et al. (2007), cuando tanto los sulfuros como la materia carbonosa están presentes, entonces el mineral se clasifica como un mineral refractario doble y requiere un pretratamiento antes de la lixiviación.

La refractariedad ha presentado dificultades de extracción del oro y plata; en resumen impide la extracción del elemento valioso cualquiera que este sea, utilizando los procesos metalúrgicos clásicos (Vaughan, 2004).

1.2 Hidrometalurgia

La hidrometalurgia es la rama de la metalurgia que cubre la extracción y recuperación de metales usando soluciones acuosas u orgánicas. Dichos procesos se realizan a temperaturas bajas (25 C - 250 C); presiones variables desde unos pocos kPa (vacío) a presiones tan altas como 5000kPa. A lo largo de la historia se han ido desarrollando nuevas o mejorando las técnicas hidrometalúrgicas debido a que son económicamente sustentables y sostenibles, en una era donde los yacimientos son escasos y debido a la constante demanda de metales es necesario encontrar métodos que permitan extraer dicha materia prima de menas pobres y complejas (Ruiz, 2013).

Ventajas de la Hidrometalurgia en contraste con la pirometalurgia son; el costo de capital es mucho más favorable, es capaz de tratar menas complejas, de baja ley y para producir una variedad de metales subproducto. Además el componente mano de obra en hidrometalurgia puede ser hasta 1/2 del de la pirometalurgia, siendo un proceso competitivo. Pero aún no se consigue una ventaja en sustituir una planta pirometalúrgica procesando un recurso de ley relativamente alta por una planta hidrometalúrgica, además genera efluentes que puede resultar un poco difícil de manejarlo, sin embargo es un proceso amigable con el medio ambiente (Ruiz, 2013).

1.3 Lixiviación

Lixiviación es la disolución selectiva del mineral o minerales de interés para obtener una solución acuosa, es decir un licor que contenga el metal valioso y un residuo insoluble sin valor; seguido de dicha disolución se procede a la etapa de separación sólido-líquido para obtener una solución clara y poder precipitar únicamente el metal de interés; siendo el agente lixivante el encargado de realizar la disolución por reacciones de óxido-reducción (Ruiz, 2013).

1.4 Métodos de lixiviación

Lixiviación en pilas: esta técnica se aplica a depósitos de minerales oxidados o mixtos, en donde el material debe estar triturado y acumulado sobre una base o carpeta impermeable formando pilas sobre los que se rocía la solución lixivante.

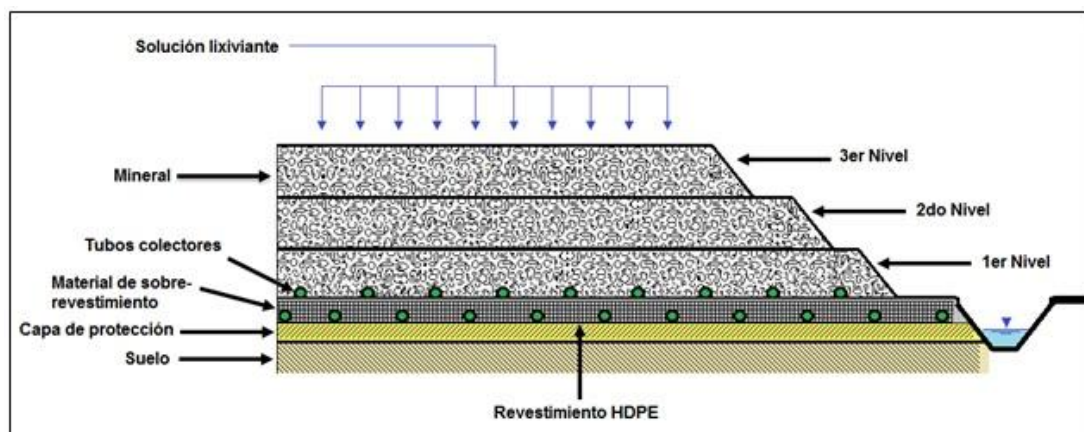


Figura 1. 1. Esquema de la lixiviación en pilas

Fuente: Olivares, 2013

Los parámetros de lixiviación se determinan mediante pruebas experimentales que se realizan en columnas. Además es importante que la compactación de los sólidos sea mínima para garantizar una buena distribución de las soluciones y la penetración del oxígeno.

Las pilas de lixiviación pueden variar en altura entre 3 y 10 metros y se instalan sobre un sustrato impermeable generalmente protegido con una membrana (geomembrana), de plásticos como el polietileno de alta densidad (HDPE), de muy baja densidad (VLDPE) o de cloruro de polivinilo (PVC). Los espesores pueden variar entre 0.1 a 1.5 mm, según las exigencias de cada operación; hay que considerar que a mayor altura, mayor exigencias de las geomembranas, se deben elegir membranas más gruesas de HDPE debido a su mayor resistencia. Sobre esta membrana se instala grava para que se pueda drenar la solución (Ruiz, 2013).

Las variables de operación a analizar de este proceso incluyen:

- Granulometría del mineral.
- Dosificación de agua y ácido en el curado.
- Grado de Aglomeración de los finos.
- Altura del lecho de mineral.
- Concentración de agentes de lixiviación en las soluciones.
- Ritmo de Regado.
- Duración de los ciclos de lixiviación.
- Número de ciclos.

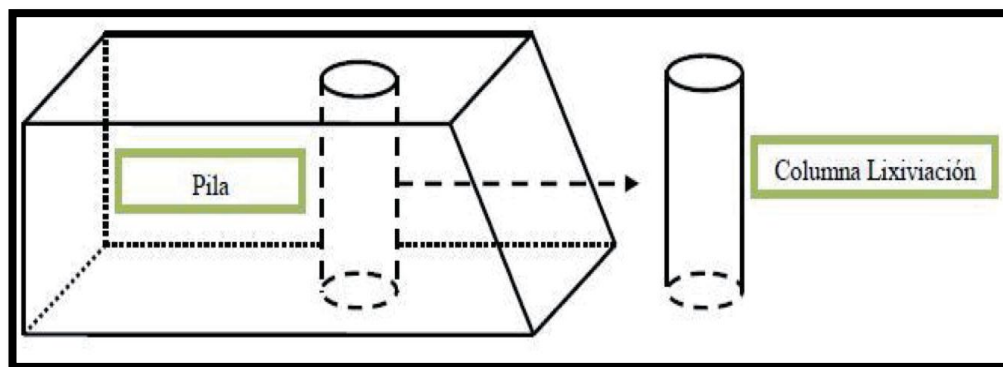


Figura 1. 2. Representación esquemática de la relación pila-columna de lixiviación.

Fuente: Olivares H, 2013.

Lixiviación por columna: es la representación a escala laboratorio de una pila de lixiviación, lo que permite analizar el comportamiento de los minerales, definir las condiciones de tratamiento para optimizar la lixiviación a una escala industrial, en una pila. (Olivares, 2013)

Lixiviación por agitación: se lleva a cabo en tanques agitados por alguna de las alternativas: agitación neumática, agitación mecánica y agitación mixta.

En la agitación neumática o por aire, se emplean los denominados elevadores de aire, mientras que la agitación mecánica se realiza en tanques generalmente cilíndricos, el agitador puede tener diferentes formas y esta geometría varía dependiendo de las características granulométricas del mineral y la viscosidad de la pulpa (Ruiz, 2013).

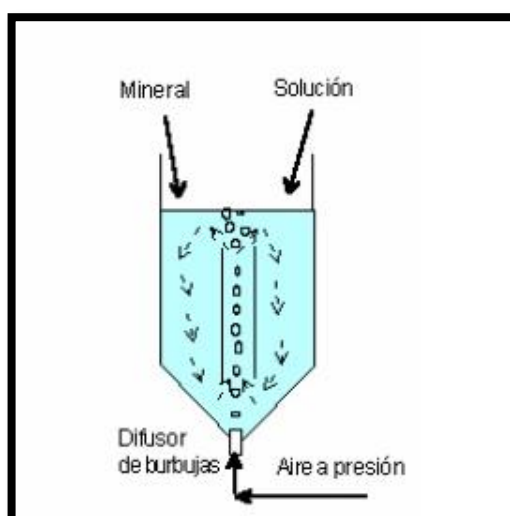


Figura 1.3. Lixiviación por Agitación neumática

Fuente: Cáceres, 2007

La agitación mecánica asistida con la inyección de aire ha demostrado ser un método excelente en los procesos extractivos de metales preciosos. (Ruiz, 2013)

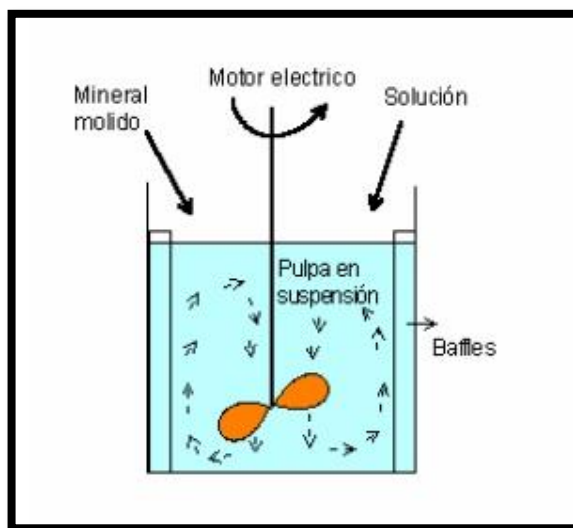


Figura 1.4. Lixiviación por Agitación mecánica

Fuente: Cáceres, 2007

1.5 Reactivos de Lixiviación

La escogencia de un reactivo implica considerar ciertos factores tales como:

- Costo del reactivo,
- Selectividad del agente lixivante,
- Carácter físico-químico del elemento a lixiviar,
- Efecto del reactivo en el reactor de lixiviación,
- Capacidad para ser regenerado y reintegrado al proceso.

El reactivo principal, el agua, utilizada para lixiviar sulfatos y cloruros solubles. Además de este, existe una variedad de reactivos que pueden usarse para la lixiviación de menas o concentrados.

En el presente trabajo se utilizará el oxígeno como principal agente oxidante, además del tiosulfato de sodio, siendo un reactivo inocuo y efectivo; sulfato de cobre, usado para la oxidación catalítica que necesita el proceso; el amoníaco, como agente complejante, para mantener un pH alcalino y permitir la solubilidad del ión cúprico

formando la cuprotetramina; además se añadirá ácido etilendiaminoacético (EDTA), como estabilizante del cobre y evitar la precipitación de óxidos de cobre.

1.6 Desarrollo histórico del tiosulfato de sodio

Bagration (1844), L. Elsner (1846) y Faraday (1847) elaboraron la estequiometría, pero no se aplicó a los minerales de oro hasta 1887, cuando el proceso de MacArthur-Forrest se desarrolló en Glasgow, Escocia por John Stewart MacArthur, financiado por los hermanos Robert y el Dr. William Forrest.

En 1887 se patentó el proceso de extracción de minerales preciosos (también conocido como el proceso de cianuro o el proceso de MacArthur-Forrest); una técnica hidrometalúrgica para la extracción de oro de mineral de baja calidad, que convierte el oro en iones metálicos complejos aurocianuro solubles en agua. Desde entonces es el proceso más utilizado para la extracción del oro. Pero debido a la naturaleza tóxica del cianuro, el proceso es muy controversial y su uso está prohibido en varios países y territorios.

Entonces se inició la búsqueda de agentes lixiviantes con o mejor capacidad de extracción de menas auríferas que las que presenta el cianuro para poder examinar la posibilidad de que puedan sustituirlo en el proceso tradicional.

Debido a esto, Berezowsky y Sefton (1979) compararon la recuperación de oro y plata por medio de diversos sistemas lixiviantes, como lo son: soluciones de cianuro, tiourea, salmuera y soluciones de tiosulfato sobre residuos de la lixiviación con oxidación amoniacal de concentrados de sulfuro de cobre. En esta investigación se estudió los parámetros de la solubilización de los valores de oro y de plata como: concentración de reactivos, temperatura, tiempo de residencia y grado de extracción de cobre.

Los resultados de la disolución selectiva con tiosulfato indicaron que la presencia de iones cúpricos favorece altamente la solubilidad del oro y de plata; además de que el porcentaje de extracción de oro no depende del grado de extracción de cobre.

Durante este proceso Berezowsky y Sefton trabajaron en una atmosfera nitrogenada para evitar reacciones que pudieran causar una degradación del tiosulfato, que se llevan a cabo particularmente en presencia de sulfuros y cobre. En el mismo sentido, Tozawa e Inui (1981) mostraron la influencia de la concentración de iones cúpricos en la disolución de oro mediante el empleo de tiosulfato amoniacal, indicando que en ausencia de iones cobre no hay disolución. Con el incremento de temperatura (Hasta 65 °C) la disolución se incrementó, decayendo posteriormente en el rango de 65 °C a 100 °C. Por lo que se consideró que la cantidad de cobre en el primer intervalo de temperatura cataliza la disolución y que el decremento puede deberse a la degradación de iones tiosulfato por oxidación ó bien por la oxidación de los mismos por Iones cúpricos, tiosulfato y amoniaco, estableciendo que la disolución de oro es factible termodinámicamente.

Sin embargo, no explicaron, porque decae la extracción de oro con el incremento de la concentración de Cu^{2+} , o porque la extracción es nula en ausencia del mismo ión Cu^{2+} .

También se explicó el papel catalítico del cobre en la lixiviación de los minerales preciosos, en términos de que era necesario que las especies de Cu^{2+} y Cu^{+} estén presentes en la solución en equilibrio para poder efectuar la lixiviación.

En el año de 2003 en la quinta conferencia internacional de Hidrometalurgia, se presentó el trabajo “Un nuevo sistema de tiosulfato para la lixiviación de oro sin el uso de cobre y amoniaco” por Jinxing Ji y Chris Fleming. En el cual desarrollaron pruebas mediante el uso de una autoclave modelo T316 en minerales de pre-robo con un alto contenido de carbón a temperaturas de 40 a 80 °C y una presión parcial de oxígeno de 10 a 100 psi.

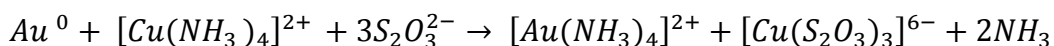
1.7 Lixiviación de oro con tiosulfato de sodio

La lixiviación de oro con tiosulfato de sodio es una alternativa no tóxica a la cianuración, que permite manejar minerales refractarios (Haddad, Grosse, Dicinoski, y Shaw, 2003). Existe un inconveniente con el tiosulfato de sodio en comparación con el cianuro, la velocidad de disolución es menor, por cuanto se recomienda la

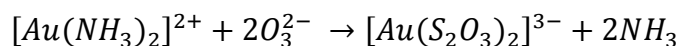
presencia de amoníaco acuoso y de iones cúpricos que hacen las veces de catalizador en el proceso de lixiviación (Senanayake, 2012).

La lixiviación de oro se desarrolla a través de un conjunto de reacciones redox que permiten transformar el oro metálico en el complejo oro-tiosulfato. El amoníaco acuoso y los iones cúpricos forman el complejo cuprotetramina el cual es el responsable de acelerar la disolución del oro (Navarro, Villarroel, y Alguacil, 2001). La cuprotetramina oxida el oro metálico contenido dentro del mineral y forma el complejo diaminoauroso, además el ion cúprico es reducido a ion cuproso el cual es re-oxidado con la ayuda del oxígeno disuelto en solución. Mientras tanto el complejo diaminoauroso reacciona con el tiosulfato y produce el complejo oro tiosulfato (Haddad et al., 2003).

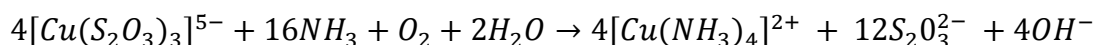
Según Michel y Delgado (2011), se presentan las siguientes reacciones en la lixiviación de oro en el sistema amoníaco tiosulfato.



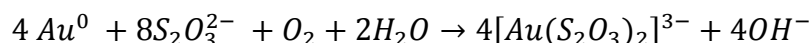
El compuesto diaminoauroso formado en la reacción anterior, reacciona con el tiosulfato de sodio formando el complejo oro-tiosulfato de la siguiente manera:



Finalmente, el ion cuproso se oxida nuevamente debido a la presencia del oxígeno disuelto para formar nuevamente la cuprotetramina y de esa forma continuar con la lixiviación:



Reacción global:



1.8 Ácido Etilendiaminotetraácetico

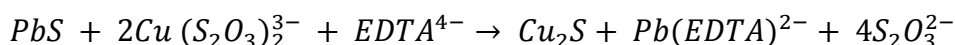
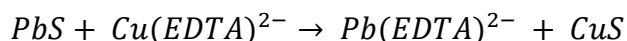
El tiosulfato de sodio en soluciones amoniacaes ha sido considerado como una alternativa prometedora a la convencional, la cianuración; para la recuperación de metales preciosos, entre estos el oro. (Aylmore y Muir, 2001)

Sin embargo este método no ha sido implementado a nivel industrial, debido a la inestabilidad que el tiosulfato puede tener en condiciones oxidantes.

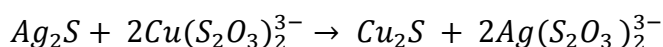
En los últimos años se ha dedicado a la investigación de un químico que se le pueda adicionar a la solución para complejar el cobre (II), de tal manera que se evite la oxidación del tiosulfato, manteniendo la capacidad de lixiviar el oro y a su vez la plata. (Xia, 2013)

Uno de los aditivos que ha demostrado en reducir eficientemente la oxidación del tiosulfato es el EDTA. (Gómez, 2001)

El EDTA permite que los sulfuros de plata, plomo no se interpongan en la lixiviación, ya que este extrae iones de plomo presentes en el mineral de una manera considerable (Flett, 1983), así se puede observar en las siguientes reacciones:



Entonces lo más probable es que se de la formación de un complejo estable del plomo con el EDTA, lo que se puede observar en las reacciones a continuación.



1.9 Termodinámica de Medios Acuosos

El comportamiento termodinámico de un sistema acuoso determina la solubilidad de los compuestos metálicos en dicha solución; este comportamiento a su vez está definido por dos parámetros fundamentales el pH y el potencial de oxidación de la solución, conjuntamente con la temperatura y las concentraciones de las especies disueltas (Ruiz, 2013).

Según Ruiz (2013), el pH de la solución, determina el carácter del sistema, que puede ser ácido o base y este parámetro controla la solubilidad de especies metálicas oxidadas o hidrolizadas. El éxito operativo de un proceso hidrometalúrgico en su mayoría depende del control de un pH; que puede ser a través de la adición deliberadamente de un ácido o una base durante la reacción.

Además, de este parámetro, es importante determinar el potencial de oxidación del sistema acuoso, que define la valencia o estado de oxidación de metales, y esto a su vez nos brindará un indicativo si la especie es soluble o no. Cabe recalcar que para hacer soluble los metales, las aleaciones y la mayoría de los sulfuros metálicos es necesario oxidarlo, por lo que es necesario la utilización de agentes oxidantes para llevar la lixiviación a una escala industrial (Ruiz, 2013).

1.10 Diagramas Potencial pH

Los diagramas Eh- pH, conocidos también como diagramas de Pourbaix, debido a que el primero en usar este gráfico representativo de la termodinámica de sistemas acuoso fue el francés Marcel Pourbaix.

Según Bustamante, Gaviria, y Restrepo (2007). Estos gráficos son importantes dentro de la hidrometalurgia, pues permite una visualización de las condiciones de estabilidad o inestabilidad termodinámica de los minerales en contacto con las soluciones de una composición. Lo que permitirá predecir las condiciones para que la solución sea capaz de lixiviar el metal de interés.

En la mayoría de los casos estos diagramas son construidos a una presión de una atmósfera y a 25 °C.

En general, la presión tiene un efecto despreciable en la termodinámica de sistemas acuosos, aunque puede tener gran importancia desde el punto de vista cinético. La temperatura en cambio puede cambiar bastante los equilibrios (Bustamante et al., 2007).

De hecho es la cinética la que determina cuál, entre varias reacciones termodinámicamente favorables, será la reacción dominante en un sistema determinado. En la práctica, la velocidad de las reacciones pueden variar desde valores tan altos que la cinética es controlada por transferencia de masa a valores tan bajos que se requieren períodos geológicos para observar en forma directa el fenómeno (Bustamante et al., 2007).

Fases metaestables, la cinética es extremadamente lenta de algunas reacciones debido a que estos se forman fuera de su rango de estabilidad, como es el caso del tiosulfato de sodio.

Cuando se produce esta situación se recomienda construir diagramas de fases modificados que consideren las fases metaestables, si se conocen las propiedades termodinámicas de éstas (Bustamante et al., 2007).

1.11 Diagramas Termodinámicos

En la figura 1.5 se puede observar el Diagrama de Pourbaix para la especie Au (I), en función del logaritmo del tiosulfato y Eh. Aquí se puede definir las cantidades de tiosulfato a usar, al igual que cuál es el potencial eléctrico recomendable.

Según López (2015), recomienda el uso de 0.2M de tiosulfato de sodio, para una óptima recuperación.

En base a ello, el logaritmo de esta cantidad, 0.2M, es igual a -0.69; entonces según Alonso y Lapidus (2009) en su diagrama de Pourbaix para la formación del complejo tiosulfato-oro, el voltaje recomendado de acuerdo a la gráfica es nulo.

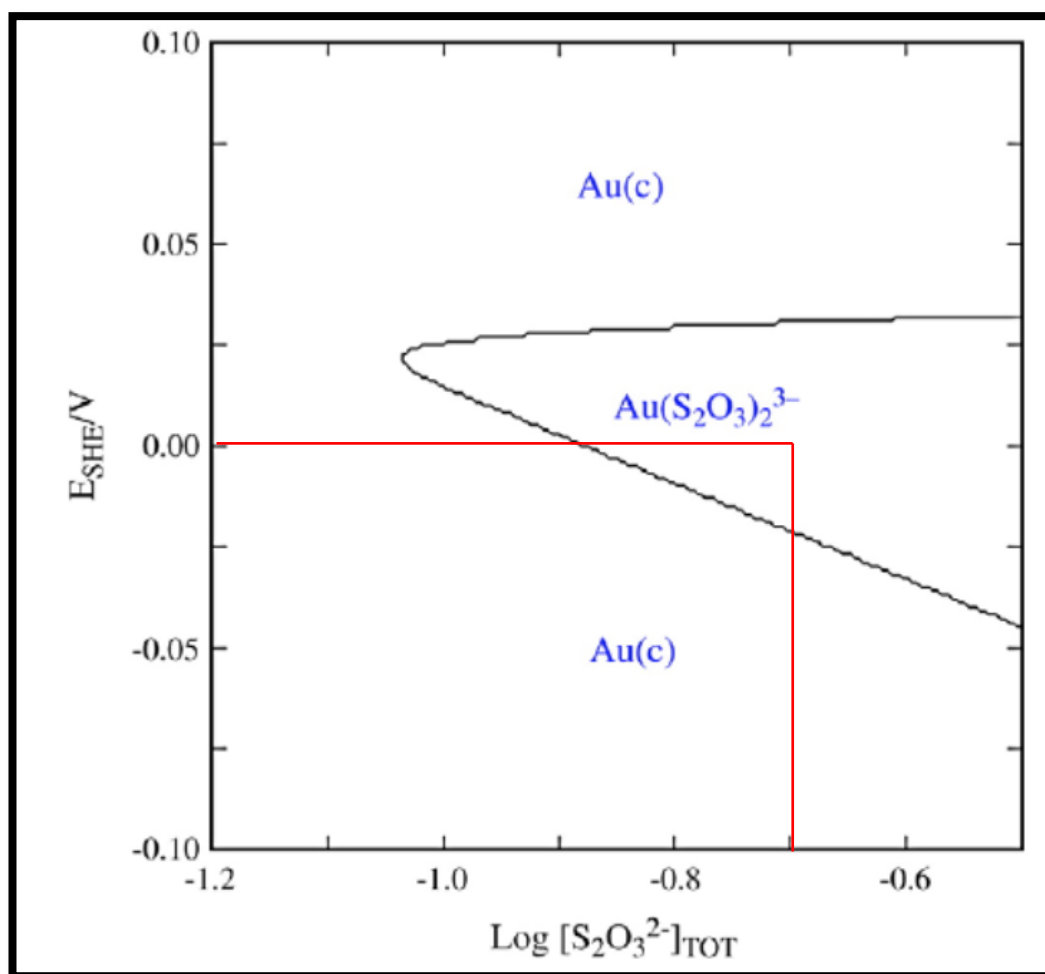


Figura 1.5. Diagrama de Pourbaix para la especie Au (I) en función del log [tiosulfato] y Eh
Fuente: Alonso y Lapidus, 2009, p. 7

En la figura 1.6 se puede observar que sucede al adicionar Ácido Etilendiaminotetraacético, conocido como EDTA. Este diagrama está en función del pH de la solución y del logaritmo de EDTA. (Alonso y Lapidus, 2009)

En base a lo experimental López (2015), recomienda un 0.008M EDTA y un pH de las soluciones preparadas de 9.3, dados estos valores se procede a analizar en el diagrama (figura 1. 6), el logaritmo de 0.008M da como resultado -2 y al estar en función de un pH alcalino de 9.3, permite la formación del complejo $Cu(NH_3)_4^{2+}$.

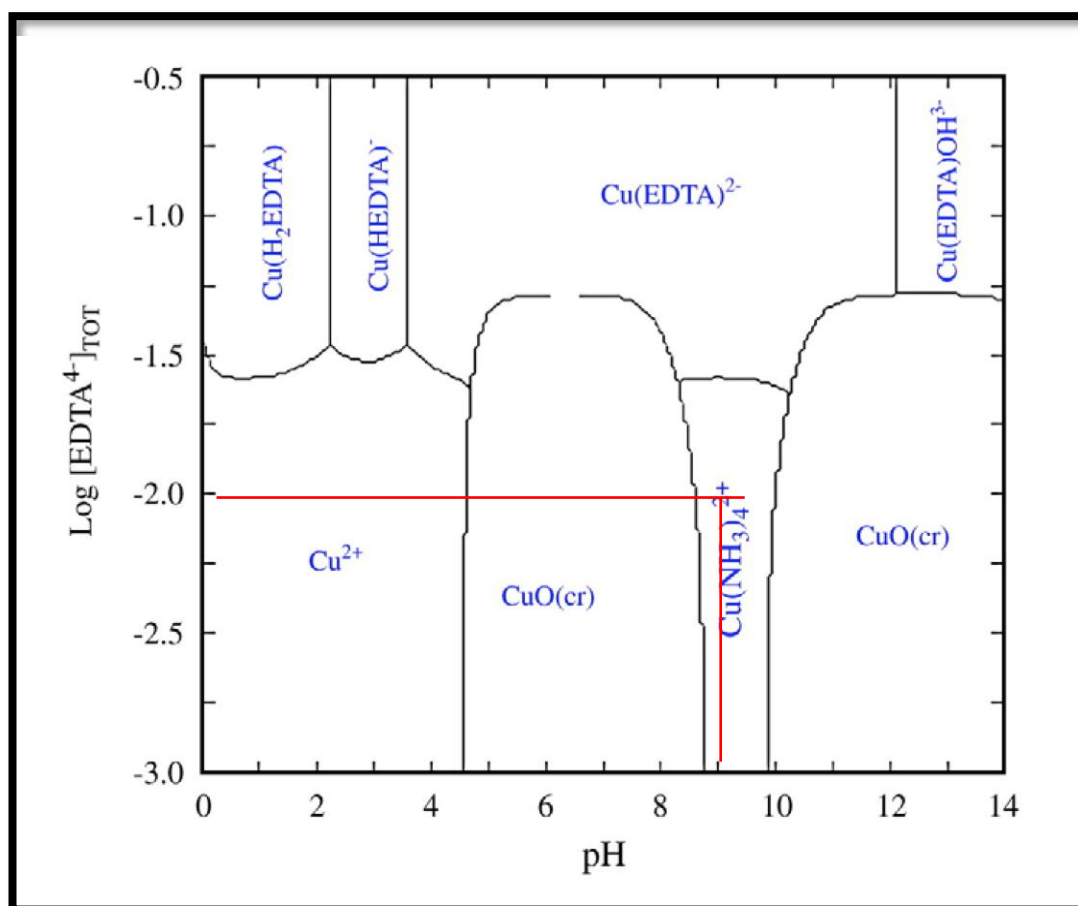


Figura 1.6. Diagrama de Predominancia para la especie Cu (II) en función de Log [EDTA] y determinado PH.

Fuente: Alonso y Lapidus, 2009, p. 7

1.12 Parámetros de la lixiviación

El desarrollo de un proceso de lixiviación requiere de ciertos parámetros que varían de acuerdo a las características del mineral a tratar. (Michel, y Delgado, 2011)

La presencia de amoníaco acuoso está relacionada con el pH de la solución. Según Aylmore y Muir (2000), una adecuada lixiviación con tiosulfato requiere una solución con un rango de pH entre 9.6 y 11. Si el pH se encuentra fuera de dicho rango, la concentración de la cuprotetramina se ve reducida y aparecen otros complejos aminos. (Haddad et al., 2003)

El amoníaco juega un papel muy importante a la hora de alcalinizar la solución al pH deseado.

Una rápida disolución de oro requiere de iones cúprico junto al amoníaco para la formación de cuprotetramina (Tsunekawa, Rath, Hiroyshi, e Hirajima, 2003). El exceso de los iones cúprico provoca la oxidación del tiosulfato en politionatos, lo interfiere en la lixiviación, disminuyendo el tiosulfato en la concentración (Aylmore y Muir, 2000).

Una mejor recuperación de oro en el lixiviado requiere de un incremento del agente lixivante, el mismo que debe ser controlado, ya que su exceso provoca la oxidación del tiosulfato, que deriva en la formación de politionatos que perjudican el proceso (Aylmore et al., 2000). También, se debe tener en cuenta que una excesiva cantidad de la sal de tiosulfato puede favorecer la reacción entre el ion tiosulfato y el oro metálico (Haddad et al., 2003). Una disolución de oro lenta puede ser el resultado de una elevada concentración de tiosulfato de sodio que minimiza el efecto de la cuprotetramina (Tsunekawa et al., 2003).

Es preciso mencionar la importancia de las características del mineral, ya que de estas depende la eficacia de la lixiviación con el agente lixivante propuesto (tiosulfato de sodio); ya que ciertos elementos como hierro y cobre que al disolverse transforman el tiosulfato en politionatos (Senanayake, 2012).

1.13 Construcción de Reactores para el desarrollo de la Electro-lixiviación en Columna

Para el desarrollo experimental de lo investigado, y poder evaluar la aplicación de una diferencia de potencial en la lixiviación de oro, se construyó una columna.

Según Lin y Luong (2004) el diseño de estos reactores debe tener una relación entre 10:1 a 5:1; entre la altura y el diámetro de la columna.

El diseño de los reactores de electrolixiviación se basó en la teoría presentada por los trabajos de Lin y Luong Lin (Lin & Luong, 2004) y Hey (Loong Hey, 2007), en dichos trabajos exponen una relación entre la altura y el diámetro de los reactores en columnas de lixiviación en una relación que puede estar entre 10:1 a 5:1.

Echeverry (2015) recomienda la construcción de estos reactores a escala laboratorio, en poli cloruro de vinilo (PVC) debido a su fácil disponibilidad, manipulación, alta resistencia al ataque químico y su bajo costo. Las dimensiones de las columnas se definieron en 6 cm de diámetro por 30 cm de altura cumpliendo con la relación 5:1. (Figura 1.7)

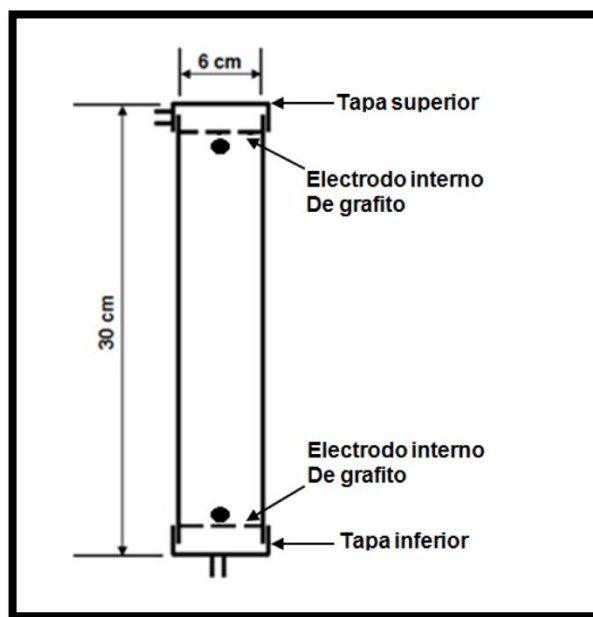


Figura 1. 7. Diseño dimensional de un reactor en columna para el desarrollo de una electrolixiviación.
Fuente: Echeverry, 2015.

1.14 Cinética de lixiviación

En un proceso hidrometalúrgico, la cinética de reacción es trascendental, por lo que aumentar la cinética representa aumentar la eficiencia del proceso.

Las reacciones heterogéneas son controladas por la cinética inerte de la reacción química o por la velocidad de transporte de masa de la especie reactiva individual.

Según Marsden y House (2006), las etapas más relevantes en una reacción son:

- Transporte de masa de reactivos gaseosos hasta la solución y su subsecuente disolución.
- Transporte de masa de especies reactivas a través de la capa límite solución–sólido hasta la superficie del sólido.

- Reacción química (o electroquímica) en la superficie del sólido incluyendo adsorción y desorción en la superficie del sólido y a través de la doble capa eléctrica.
- Transporte de masa de especies que reaccionan a través de la capa límite en el lecho de la solución.

Según Marsden y House (2006), La velocidad de reacción en sistemas heterogéneos depende fundamentalmente de:

- Naturaleza de las sustancias
- Concentración de reactantes fluidos
- Temperatura
- Área de la interface
- Presencia y naturaleza de productos de reacción en la interfase interface

La naturaleza de las sustancias determina la estructura y energía del complejo activado interfacial a través del cual progresará la reacción. La concentración de los reactantes fluidos afecta a los procesos químicos y a la velocidad de transporte. Un incremento de temperatura facilita el proceso endotérmico que supone el cambio, del estado inicial al complejo activado, lo que se traduce en un incremento en la velocidad de reacción (Marsden y House, 2006).

CAPÍTULO II

TRABAJO EXPERIMENTAL

Materiales y Método

2.1 Mineral

El mineral para el presente trabajo proviene de la mina “Los Pujidos” de la Sociedad Minera Los Lamentos S.A. S, ubicada en Remedios, municipio de Colombia al noreste del departamento de Antioquia.

Dicho mineral tiene un tenor de 10 gr/ton, según el ensayo de fuego realizado.

Según la caracterización por difracción de rayos X (DRX), la muestra mineral presenta un alto contenido de cuarzo, por lo que existe la posibilidad de que el oro no se encuentre liberado; además de presentar feldespatos, hay silicatos, tectosilicatos, carbonato cálcico.

2.2 Reactivos Químicos

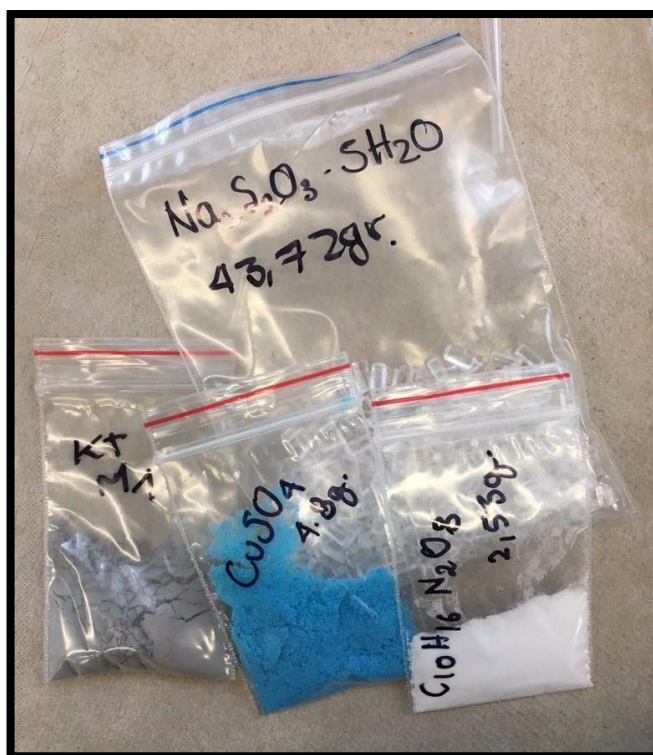


Figura 2.1. Reactivos químicos

Sulfato de Cobre - CuSO_4

El sulfato de cobre es utilizado en la reacción para la oxidación catalítica.

Amoniaco - NH_3

En pequeñas cantidades se lo utiliza para alcalinizar la solución, además de que mantiene la solubilidad de los iones cúprico como complejo cupro tetranina $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$.



Figura 2. 2. Amoniaco

Ácido Etilendiaminotetraacético - EDTA

Este ácido permite la estabilización del cobre en la solución sulfato de cobre es utilizado en la reacción para la oxidación catalítica.



Figura 2.3. EDTA

Tiosulfato de Sodio Penta Hidratado - $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$



Figura 2.4, $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3 \cdot 5\text{H}_2\text{O}$

2.3 Montaje del laboratorio para el desarrollo de la Electrolixiviación en columna.

Reactor construido - columna.

Según Lin y Luong Lin (2004) y Hey (2007) el diseño de los reactores deben tener una relación entre la altura y el diámetro de la columna entre 10:1 a 5:1. Teniendo en

cuenta dicha literatura, se construyó el reactor de electrolixiviación con poli cloruro de vinilo (PVC). Las dimensiones son de 6cm de diámetro por 30cm de altura.



Figura 2. 5. Columna construida para la lixiviación

Las partes que componen a este reactor de electrolixiviación en columna reconstruido en el presente trabajo de grado son:

- Una columna cilíndrica de PVC (6cm de diámetro por 30cm de altura)
- Una tapa superior, para minimizar la evaporación de la solución dentro de la columna, tiene una válvula para permitir el drenaje de la solución y una mínima circulación de aire.

- Una tapa inferior, que sirve para sostener el mineral que se encuentra en el interior de la columna, con una válvula que permita el bombeo de la solución y que posteriormente permita el drenaje de la columna.
- Dos electrodos, que consisten en placas circulares de grafito con perforaciones que garantizan la circulación de la disolución. Los electrodos son conectados a una fuente de voltaje que genera un campo eléctrico en el mineral dentro del reactor. Los electrodos de grafito son inertes, por tanto, más resistentes a la corrosión que los electrodos metálicos.



Figura 2.6. Tapa de la columna con su respectivo electrodo

Bomba peristáltica

La saturación de las columnas con la solución lixivante se realizó con una bomba peristáltica de referencia Watson Marlow sci 323 (Figura 2.7).

Esta bomba permite la eliminación del aire atrapado en los poros del mineral.

Según Echeverry (2015), el bombeo debe ser realizado a una velocidad de 20ml/min para que se garantice una distribución homogénea de la solución lixivante a lo largo de la columna de mineral.



Figura 2.7. Bomba peristáltica

Fuente de Alimentación

La suministración de voltaje hacia los electrodos se lo hizo mediante una fuente de alimentación de referencia BK PRECISION BK1740A (Figura 2.8), con una capacidad de proporcionar un voltaje de hasta 60V y una corriente máxima de 4 Amperios.



Figura 2.8. Fuente de Alimentación BK PRECISION BK1740A



Figura 2.9. Montaje del laboratorio de Electro-lixiviación en columna

2.4 Montaje del laboratorio para el desarrollo de la Lixiviación por agitación. Agitador de varilla

Para llevar a cabo una agitación por regulación electrónica de la velocidad que se mantenga estable, además de una mezcla homogénea entre la solución lixivante y el mineral se utilizó un agitador mecánico, de referencia Heildolph, RZR 2102 control (Figura 2.10); el cual nos permite una preselección de la velocidad de giro una lectura digital de la velocidad en r.p.m.



Figura 2.10. Agitador de varilla

Agitador Magnético con placa calefactora

La temperatura en la lixiviación por agitación se controla con un agitador magnético con placa calefactora de control de seguridad, de referencia IKA RCT Basic IKAMAG, haciendo uso únicamente de su capacidad de ajuste preciso de la temperatura.



Figura 2.11. Agitador magnético con placa calefactora

pH metro

El control del pH de las respectivas soluciones se lo realizo con un pH metro, de referencia handylab 2 SCHOTT.



Figura 2. 12. pH METRO hAndylab 2 SCHOTT

Vasos precipitados

Para conferir la temperatura requerida de una manera uniforme en la solución se uso el método empleado en industrias, baño maría; para lo cual fue necesario la utilización de dos vasos precipitados uno de 1000ml y otro que quepa en este (600ml). Estos vasos precipitados al ser de vidrio borosilicatado nos permiten simular el baño maría a una escala laboratorio.



Figura 2. 13. Montaje del laboratorio de lixiviación por agitación

2.5 Metodología

El presente trabajo de grado requirió de la siguiente metodología para su desarrollo: pretratamiento del mineral, caracterización química del mineral de trabajo por ensayo al fuego, granulometría, mineralogía por DRX, re-construcción del reactor de electrolixiviación (columna), pruebas de electrolixiviación y el respectivo análisis de los resultados. Además, por los resultados obtenidos se llevó a cabo una lixiviación por agitación. A continuación se detalla la metodología empleada en el presente trabajo.

2.6 Pre-tratamiento del mineral para la Lixiviación por agitación

El mineral a lixiviar no necesita un pre tratamiento, más que su granulometría cumpla con un cierto tamaño, el cual es de una malla 80. La cantidad de muestra necesaria para realizar la lixiviación es 7, 284.

2.7 Pre-tratamiento del mineral para la lixiviación en columna

La distribución de tamaños de partícula del mineral debe permitir la lixiviación sin taponamiento en la columna y garantice el flujo de la solución de lixiviación. Para alcanzar dicha distribución, el material fue triturado, y posteriormente, una parte pulverizada. La cantidad necesaria para llenar la columna es 1600gr.

El mineral fue analizado granulométricamente. Los resultados obtenidos se pueden observar en la tabla 2. 1.

Tabla 2.1. Distribución de tamaño de partículas del mineral de trabajo

Malla U.S ASTM	Abertura (μm)	Peso retenido (g)	% peso retenido	% acumulado retenido	% acumulado pasante
8	2380	50	3.00	3.00	97.0
10	2000	175	10.51	13.52	86.5
12	1680	100	6.01	19.53	80.5
20	841	250	15.02	34.54	65.5

50	297	400	24.03	58.58	41.4
80	177	300	18.02	76.60	23.4
120	125	100	6.01	82.61	17.4
140	105	100	6.01	88.62	11.4

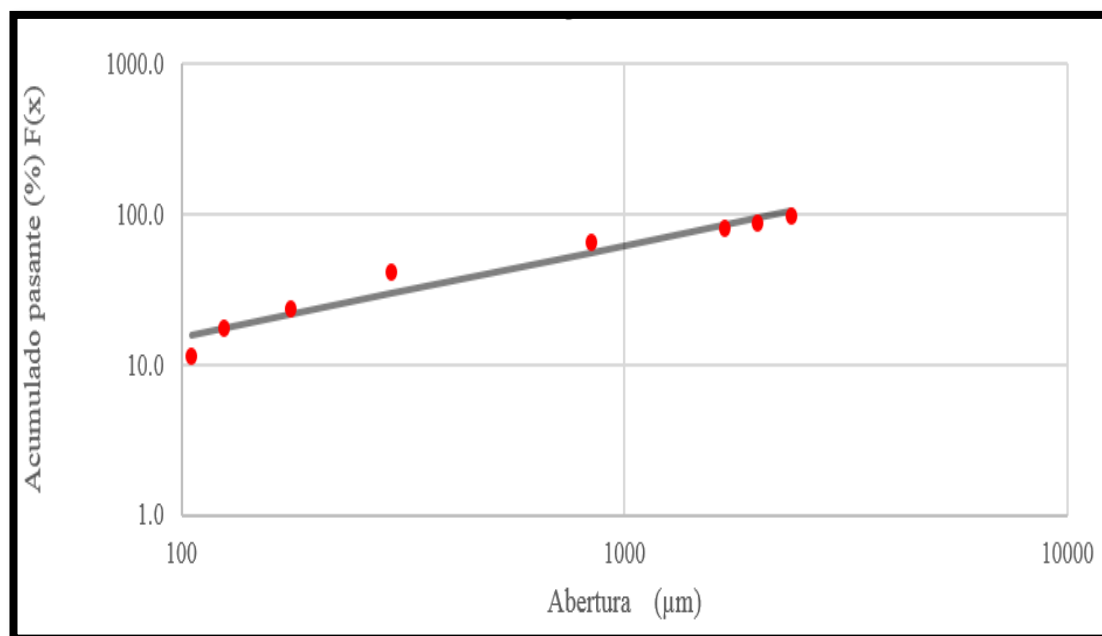


Figura 2. 14. Curva G.G.S del análisis granulométrico del mineral de trabajo.

A partir de la curva granulométrica Gates Gaudin Schuhmann (Figura 2. 14) se puede observar que el 80% del mineral tiene un tamaño de partícula de 1680 y el 20% restante se encuentra entre 140 y 1680 micras; con esta distribución se pretende evitar taponamientos en el reactor de Electrolixiviación y la fluidez de la solución lixivante.

2.8 Ensayo al fuego

Este método consiste en fundir una muestra usando reactivos y fundentes. Al fundirse la muestra mineral, los metales preciosos son colectados por el plomo que se reduce a plomo metálico y la ganga es disuelta como escoria.



Figura 2. 15. Mezcla homogenizada entre la muestra mineral, los reactivos y fundentes

En el ensayo al fuego realizado se utilizó:

- 25gr de muestra mineral debidamente seca y pulverizada a una granulometría de 100 μm .
- 40gr de Litargirio (PbO), como agente reductor.
- 55gr de Carbonato de Sodio (Na_2CO_3), que permite regular la viscosidad y ayudar a bajar el punto de fusión de la carga.
- 6gr de Harina, actúa como agente reductor.
- 20gr de Borax ($\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$), que permite bajar el punto de fusión y ayuda al carbonato a controlar la viscosidad.
- 15gr de Sílice (SiO_2), encargada de generar el magma y de reaccionar con los metales presentes en la muestra.
- 5gr de Nitro (KNO_3), empleado como oxidante cuando la naturaleza del mineral es reductora.

Se realiza una mezcla homogénea entre los reactivos, fundentes y la muestra mineral se lo coloca en el horno a una temperatura de 1050 $^{\circ}\text{C}$, con el fin de obtener las dos fases líquidas y metálicas, se separa la escoria, donde se obtiene un régulo de plomo que contiene los metales de interés, Au y Ag, lo cual se lleva a copelación, para fundirlo y eliminar el Pb y finalmente obtener el botón de oro y plata.



Figura 2.16. Muestra Mineral fundida

Este botón de oro y plata, se lo lamina y se coloca en crisoles adicionando ácido nítrico con una concentración del 50% (3 gotas) para disolver la platina. Se calienta a una temperatura de 220 °C hasta que se volatilice.



Figura 2. 17. Botón de oro y plata

Para diluir el oro se agrega agua regia para ser analizado químicamente en el espectrómetro de absorción atómica, el cual determinará la cantidad de oro presente en la muestra en ppm, que dio lectura a un tenor de 10 gr/ ton.

2.9 Caracterización del mineral

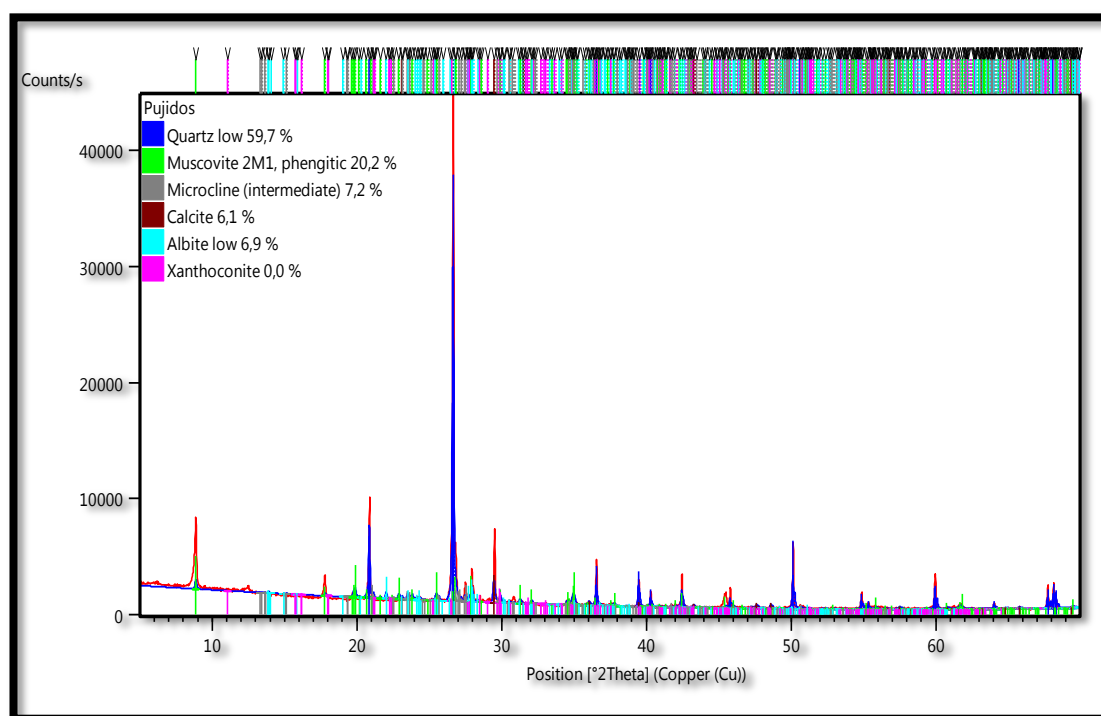
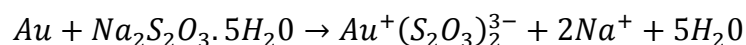


Figura 2. 18. DRX del mineral de trabajo

El mineral fue caracterizado por difracción de rayos X (DRX) con el fin de conocer las especies mineralógicas presentes, en el cual se puede visualizar (Figura 2.18) un alto contenido de cuarzo, por lo que existe la posibilidad de que el oro no se encuentre liberado; además de presentar feldespatos, hay silicatos, tectosilicatos, carbonato cálcico.

2.10 Cálculo del tiosulfato de sodio penta hidratado a utilizar

Sabiendo que el tenor del mineral a lixiviar es de 10g/ton y que la cantidad de muestra es de 1600g, se procede a realizar el respectivo cálculo del reactivo necesario.



Tenor: 10g/ton

10g 10⁶g

X₁=0.02g 1600g

Au Na₂S₂O₃ · 5H₂O

197g 248g
 0.02g $X_2 = 0.03g$

Entonces 30.00 mg de $Na_2S_2O_3 \cdot 5H_2O$ es la cantidad estequiometrica necesaria para lixiviar 6.4mg de Au presentes en 1600g de muestra de mineral.

2.11 Preparación de la solución lixivante

En un vaso de precipitado (500ml) se disuelve 0.008M ácido etilendiaminoacético (EDTA) en 300ml de agua destilada, una vez disuelto el EDTA se agrega 0.05M sulfato cúprico. En otro vaso de precipitado se disuelve 0.2M tiosulfato de sodio penta hidratado en 300ml de agua destilada. Se agrega hidróxido de amonio respectivamente hasta alcanzar un pH 9.2; se vierten las dos soluciones en un mismo vaso de precipitado o en un matraz (800ml), dicha solución se ajusta a un pH 10.2 a 10.3 con hidróxido de amonio. Finalmente, la solución se vierte en el reactor y se agrega el mineral para empezar la lixiviación. (López, 2015)

Tabla 2. 2. Cantidad de Reactivos de Lixiviación

CALCULO	1MOL	mol real	gr a utilizar-SUGERIDO
TIOSULFATO DE SODIO	217,5747386	0,2	43,51494771
EDTA	296,1022	0,008	2,3688176
SILFATO DE COBRE	91,6976	0,05	4,58488

2.12 Condiciones de Operación en la lixiviación en columna

La cantidad a lixiviar en la columna es 1600gr de mineral, con aproximadamente 600ml de solución lixivante preparada.

El voltaje aplicado es de 4 voltios durante 6 horas. El volumen de la solución tomada (25ml) se repone con agua destilada para mantener constante la densidad de la pulpa. Se realizó a una temperatura ambiente (25°C)

Tabla 2. 3. Factores y niveles del diseño experimental.

Factor	Niveles		
A=Voltaje aplicado	4		
B=Tiempo de tratamiento (horas)	2	4	6

2.13 Condiciones de operación en la lixiviación por agitación

Según López (2015) las condiciones de trabajo en la lixiviación por agitación deben ser las siguientes; Temperatura constante de 25°C, aunque para una mejor recuperación sugiere una temperatura de 65°C, se mantiene dichas temperaturas con baño térmico; agitación mecánica constante de 400rpm; pH alcalino en un rango de 10.2 - 10.3, controlado con hidróxido de amonio; 600ml de solución lixivante (0.2 M de tiosulfato de sodio, 0.05 de sulfato de cobre, 0.008 M de EDTA); 7.284gr de mineral.

La duración del experimento es de 6 horas y se toman muestras cada 2 horas, para lo cual se deja decantar previamente para tomar 25ml; el volumen de la solución tomada (25ml) se repone con agua destilada para mantener constante la densidad de la pulpa.

CAPÍTULO III

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

3.1 Resultados de la lixiviación en columna

Los resultados obtenidos en la lixiviación en columna con una diferencia de potencial de 4 voltios muestran una recuperación de oro muy bajo, que se detalla en la tabla 4, presenta una máxima recuperación del 2.1% de oro en dos horas, a partir de dicho tiempo, la recuperación empieza a decaer.

Tabla 3. 1. Resultados de la electro-lixiviación en columna.

Tiempo	Au Cátodo		Au Ánodo	
	ppm	%	ppm	%
2h	0,046	1,15	0,085	2,125
4h	0,042	1,05	0,056	1,4
6h	0,025	0,625	0,079	1,975

3.2 Resultados de la lixiviación por agitación

Mientras en la lixiviación por agitación presentaron una mejor concentración en los licores.

Se realizó pruebas sin Ácido Etilendiaminoacético (EDTA); a temperatura ambiente su máxima recuperación de oro es de 9,7% a las dos horas; mientras que a una temperatura controlada de 65°C, sin adición de EDTA, se alcanza una una recuperación de 9.3% a las 6 horas.

Tabla 3.2. Resultados de la lixiviación por agitación sin EDTA.

Tiempo	Temperatura			
	Ambiente (25°C)		65 °C	
	Au ppm	%	Au ppm	%
2h	0,9775	9,775	0,6975	6,975
4h	0,724	7,24	0,7028	7,028
6h	0,734	7,34	0,93	9,3

En pruebas realizadas con la adición de EDTA, son notables las mejorías en cuanto a la recuperación del Oro.

A temperatura ambiente (25°C) con adición de EDTA su mayor recuperación de oro es de 12.7% a las 6 horas, mientras que a una temperatura controlada de 65°C, este porcentaje de recuperación incrementó a un 30.48%.

Tabla 3. 3. Resultados de la lixiviación por agitación con EDTA

	Temperatura			
	Ambiente (25°C)		65 °C	
Tiempo	Au ppm	%	Au ppm	%
2h	1,227	12,27	2,459	24,59
4h	1,232	12,32	3,009	30,09
6h	1,275	12,75	3,048	30,48

3. 3. Discusión

La Ventaja del tiosulfato, puede trabajar con sustancias cianicidas conjuntamente con iones cúprico (Cu^{+2} , ion cobre II), ya que estas mejoran la velocidad de recuperación de oro.

Según Alonso y Lapidus (2009) la formación del complejo $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^-$ predomina en un intervalo de potencial pequeño entre -0.05 y 0.025V, debajo de este intervalo, el oro está presente como un metal y a potenciales superiores de 0.025V, el oro vuelve a su estado metálico. El voltaje aplicado es de 4 voltios en la lixiviación en columna lo que impide la formación del complejo oro-tiosulfato, lo que confirma la literatura.

De acuerdo a la figura 1.5, la concentración de 0.2M tiosulfato de sodio en la solución lixivante no necesita de un voltaje para la formación del complejo oro-tiosulfato.

En base a lo experimental, la lixiviación en columna con un voltaje de 4V presenta una recuperación muy baja, apenas llega al 2.1% en dos horas. Según López (2015), el método de agitación en la lixiviación con tiosulfato de sodio como agente

lixiviante mejora la recuperación de oro. Propone que se realice a una agitación mecánica de 400rpm, a temperatura ambiente o a una temperatura controlada de 65°C.

La adición de iones cúprico amoniacal acuoso es necesario para dar lugar a la oxidación catalítica con el fin de acelerar la disolución del oro (Zelinsky y Novagorodtseva, 2013).

Según López (2015), el cobre en solución debe ser estabilizado con ácido etilendiaminoacético (EDTA) para evitar la precipitación de óxidos de cobre. Un exceso de EDTA reduce la capacidad oxidante de la solución y sin este, la velocidad de extracción se ve reducida.

El uso de EDTA como estabilizador de cobre va en función al pH que manejemos y el logaritmo de cantidad molar del EDTA (Alonso y Lapidus, 2009). Un pH alcalino de 9.2 en la solución y 0.008M EDTA permite la formación del ion cúprico amoniacal acuoso $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$, de acuerdo al diagrama de predominancia para la especie de Cu (II) en función de Log y pH (figura 1.6).

CONCLUSIÓN

La lixiviación con tiosulfato de sodio en columna presenta una muy baja recuperación de oro, siendo esta de apenas 2.1%.

La Lixiviación por agitación con una solución de tiosulfato de sodio sin adición de EDTA a una temperatura ambiente tiene una recuperación de 9.7%, mientras que a una temperatura controlada de 65°C su recuperación es de 9.3%.

La Lixiviación por agitación con una solución con EDTA a una temperatura ambiente tiene una recuperación de 12.7%, mientras que a una temperatura controlada de 65°C alcanza una recuperación de oro de 30.48%

BIBLIOGRAFÍA

- A. Alonso y G. Lapidus, (2009). *Inhibition of lead solubilization during the leaching of gold and silver in ammoniacalthiosulfate solutions. Hydrometallurgy.*
- M.G. Aylmore y D.M. Muir, (2000). *Thiosulfate leaching of gold-a review, Minerals Engineering*, 14(2): 135-174.
- L. Echeverry, (2015). Recuperación de oro y plata mediante lixiviación electrocinética en columna a escala laboratorio. Universidad Nacional de Colombia. Medellín, Colombia.
- P. Haddad, A. Grosse, G. Dicoski, y M. Shaw, (2003). *Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors, Hydrometallurgy* 69: 1-18.
- M. López; F. Nava y J. Fuentes, (2015). Estudio Cinético de la Lixiviación de oro a partir de un mineral con alto contenido de hierro empleando el sistema de tiosulfato. Centro de Investigación y Desarrollo Tecnológico. México.
- D. Michel y E. Delgado (2011). Lixiviación de minerales de oro con el uso de tiosulfato: tecnología alterna a la cianuración de minerales de oro, *RIIGO* 13(26): 67-72.
- J. Mardsen e I. House, (1992) *The Chemistry of Gold Extraction. West Sussex, England.*
- J. Mardsen e I. House, (2006). *The Chemistry of Gold Extraction (2nd Edition). SME.*
- P. Navarro, A. Villarroel y F. Alguacil, (2001). Lixiviación de oro con tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado.
- M. Ruiz, (2013). Hidrometalurgia. Departamento de ingeniería metalúrgica. Universidad de Concepción.
- G. Senanayake, (2012). *Gold leaching by copper (II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives. Part I: A review of the effect of hard-soft and Lewis acid-base properties and interactions of ions, Hydrometallurgy* 115-116: 1-20.
- polimetálico, Jornadas SAM-CONAMET (pp. 93-97). Santiago de Chile, Chile.

- G. Senanayake, (2012). *Gold leaching by copper (II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives. Part I: A review of the effect of hard-soft and Lewis acid-base properties and interactions of ions, Hydrometallurgy* 115-116: 1-20.
- M. Tsunekawa, R.K. Rath, N. Hiroyoshi T. y Hirajima, (2003). *Ammoniacal thiosulfate leaching of gold ore, ejmp&ep*, 3(3): 344-352.