

Recuperación de Oro a Partir de Minerales Polisulfurados con Soluciones Amoniacales de Tiosulfato de Sodio

Gámez S.*; De la Torre E.**

*Escuela Politécnica Nacional, Facultad de Ingeniería Química, Quito, Ecuador
e-mail: zebaz_1991@hotmail.com; ernesto.delatorre@epn.edu.ec

Resumen: La extracción de oro a partir de minerales polisulfurados mediante soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio y la presencia de iones cúpricos es una alternativa no tóxica a la cianuración. Por esta razón se realizó una comparación entre la cianuración y la lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato para determinar la efectividad de ambos métodos. En la cianuración se obtuvo una recuperación de oro del 80.6 % después de 24 horas de agitación mientras que en la lixiviación con tiosulfato se consiguió el 80.9 % de recuperación de oro en una hora. Los lixiviados obtenidos fueron sometidos a cinco técnicas con el fin de extraer el oro contenido en dichas soluciones. La técnica más exitosa fue flotación iónica cuya recuperación de oro fue del 84 %. Posteriormente se realizó la electrólisis del concentrado de flotación iónica (espuma) a un voltaje de 1.5 V durante 3 horas lo que permitió alcanzar una recuperación de oro del 82 %.

Palabras clave: Lixiviación, recuperación, flotación iónica, electrólisis.

Abstract: Gold extraction from polysulphide ores by ammoniacal thiosulfate solutions in presence of cupric ions is a non-toxic alternative to cyanidation. For that reason, a comparison between cyanidation and ammoniacal thiosulfate leaching was performed to verify the effectiveness of both methods. With cyanidation, a gold recovery of 80.6 % was accomplished at 24 hours, whereas with ammoniacal thiosulfate leaching process a 80.9 % of gold recovery was achieved at just one hour of agitation. The ammoniacal thiosulfate solutions obtained were treated with five different techniques in order to extract gold from the mentioned solutions. The most successful technique was ion flotation which gold recovery ascended to 84 %. Then electrowinning, applied to ionic flotation concentrate, was developed with 1.50 V during three hours obtaining 82 % of gold recovery.

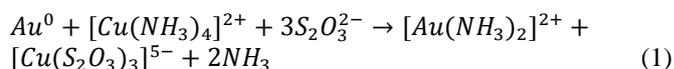
Keywords: Leaching, recovery, ion flotation, electrowinning.

1. INTRODUCCIÓN

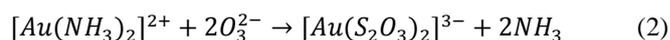
La lixiviación de oro con tiosulfato de sodio es una técnica no tóxica que permite manejar minerales refractarios [4]. Sin embargo, el tiosulfato no puede disolver el oro tan rápido como lo hace el cianuro, por esta razón se requiere la presencia de amoníaco acuoso y iones cúprico que hacen las veces de catalizador en el proceso de lixiviación [4, 9, 14].

La disolución 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 cúprico forman el complejo cuprotetramina el cual es el responsable de acelerar la disolución del oro [4, 8]. 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 [4,]. La lixiviación de oro

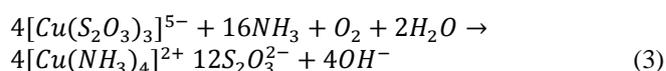
en el sistema amoníaco-tiosulfato se explican con las siguientes reacciones.



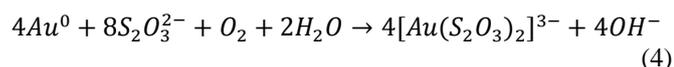
El compuesto diaminoauroso formado en la reacción anterior, reacciona con el tiosulfato de sodio formando el complejo oro-tiosulfato de la siguiente manera:



Por último, el ion cuproso vuelve a oxidarse debido a la presencia del oxígeno disuelto para formar nuevamente la cuprotetramina y de esa forma continuar con la lixiviación:



Reacción global:



Existen muchos parámetros que afectan el desarrollo de la lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato. De acuerdo a las características del mineral a tratar, uno o varios factores son decisivos al momento desarrollar un buen proceso de lixiviación [6]. La presencia de amoníaco acuoso está relacionada con el pH de la solución. Para una adecuada lixiviación con tiosulfato es necesario establecer el pH de la solución en un rango comprendido entre 9.6 y 11 [1, 9]. En dicho rango la formación de la cuprotetramina se ve [10]. Si el pH de la solución se encuentra por debajo de 9.6 o arriba de 11, la concentración de la cuprotetramina se ve reducida y otros complejos aminos aparecen en la solución los cuales no intervienen en la disolución del oro [4, 10].

Los iones cúprico permiten formar junto al amoníaco el complejo cuprotetramina. Por esta razón, un incremento en la concentración de iones cúprico permite conseguir una rápida disolución de oro [1, 12]. Sin embargo, un incremento excesivo en la cantidad de iones cúprico provoca la oxidación del tiosulfato en politionatos (compuestos formados al oxidarse el ion tiosulfato). La presencia de politionatos causa una disminución en la concentración de tiosulfato lo que va en detrimento de la disolución del oro [1, 12].

Un incremento en la cantidad del agente lixivante permite aumentar la recuperación de oro en el lixiviado. No obstante, se debe tener en cuenta que un excesivo aumento en la cantidad de tiosulfato añadida a la solución puede derivar en la oxidación de este en politionatos que perjudican la disolución de oro [1]. Otro aspecto a tener en cuenta es que una excesiva cantidad de la sal de tiosulfato puede favorecer la reacción entre el ion tiosulfato y el oro metálico la cual transcurre más lento que la reacción entre el complejo diaminoauroso y el ion tiosulfato [4]. Una elevada concentración de tiosulfato de sodio puede minimizar el efecto de la cuprotetramina y la disolución de oro progresará más despacio [12].

Es importante recalcar que la eficacia de la lixiviación con tiosulfato está relacionada con las características del mineral. La presencia de ciertos elementos como hierro y cobre que al disolverse, pueden transformar el tiosulfato a politionatos [9]. Más aún, si la cantidad de estos elementos se incrementa debido a un aumento en la cantidad de mineral a tratar, la disolución de oro disminuirá [12].

La razón por la que la lixiviación con tiosulfato no ha sido considerada como una técnica industrial se debe a la dificultad que se tiene para recuperar el oro contenido en los lixiviados [4]. El proceso convencional de adsorción con carbón activado es inservible para este propósito. En los últimos años, la adsorción con resinas se ha convertido en la técnica más adecuada para recuperar oro de los lixiviados [1]. Sin embargo, su elevado costo de instalación y la necesidad de regenerar las resinas no han permitido que esta alternativa sea un camino rentable para la recuperación de oro [4].

La baja afinidad del tiosulfato hacia la superficie del carbón activado conduce a una baja recuperación de oro [1, 4]. No obstante, un incremento en el pH de los lixiviados puede mejorar el desenvolvimiento de la adsorción de oro con carbón activado [13]. Si se aumenta la cantidad de amoníaco acuoso, se favorece la formación del complejo diaminoauroso el cual es sí es afín a la superficie del carbón activado [7]. Por lo tanto, para obtener una elevada recuperación de oro, la concentración de carbón activado debe incrementarse pero, la carga de oro sobre carbón activado será muy baja [1]. La precipitación de oro es una técnica aceptable para la recuperación de oro a partir de lixiviados. Los principales precipitantes utilizados en este proceso son el cobre y el zinc cuya diferencia de potencial electroquímico con el oro disuelto permiten su deposición en forma de metal [4-5].

Es importante recalcar que el precipitante metálico puede reducir el tiosulfato en sulfuros que al precipitar disminuyen el área disponible para la cementación del oro [4]. También, una elevada concentración de iones cúprico puede disminuir la recuperación de oro debido a su reducción en forma de óxidos o sulfuros los cuales pasivan la superficie del cobre metálico, especialmente cuando el pH de la solución se encuentra por debajo de 10.0 [3].

En extracción por solventes, el lixiviado está en íntimo contacto con la fase orgánica el cual contiene un adecuado extractante diluido en un solvente orgánico [4]. Muchos extractantes han sido probados en los últimos años los cuales requieren el ajuste del pH para obtener elevadas recuperaciones de oro en la fase orgánica. El extractante más exitoso es el triocil-metil-amonio cloruro (Aliquat) el cual no necesita un ajuste de pH cuando es usado en el proceso de extracción por solventes [2]. El problema con esta técnica radica en la etapa de re-extracción del oro de la fase orgánica para la posterior recuperación de oro.

La electrólisis para la deposición de oro a partir de soluciones amoniacales de tiosulfato por la aplicación de una corriente directa presenta algunos inconvenientes. La presencia de iones cúprico pueden contaminar el producto metálico obtenido por la reducción del complejo oro-tiosulfato en el área catódica [4]. Otro aspecto a tener en cuenta es el elevado consumo de corriente directa debido a las reacciones paralelas y parásitas que se dan en el área catódica [13].

2. METODOLOGÍA

2.1 Caracterización del mineral

La composición química del mineral fue obtenida mediante disgregación ácida y ensayo al fuego. Las muestras resultantes fueron analizadas por espectrofotometría de absorción atómica en el equipo Perkin AA300. La composición mineralógica fue determinada por difracción de rayos x en el equipo Bruker D8 Advance. Finalmente, el mineral fue reducido a un $d_{100} = 2$ mm y luego fue molido a una concentración de sólidos del 62.5 % durante 37 minutos para obtener un tamaño de partícula de 100 μ m.

2.2 Lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio

En todos los ensayos de lixiviación se preparó en primera instancia la solución lixivante estabilizada a un pH de 10.5 antes de añadir el mineral a lixiviar. Se empleó tiosulfato de sodio del 95 % de pureza al igual que amoníaco al 20 % de concentración en volumen. Los iones cúprico fueron introducidos en forma de sulfato cúprico pentahidratado. Durante todos los experimentos se mantuvo una velocidad de agitación de 1500 RPM y a diferentes intervalos de tiempo se extrajeron muestras de la pulpa lixiviada para analizar el contenido de oro mediante espectroscopia de absorción atómica. Con el fin de conocer la evolución de la concentración de tiosulfato durante el experimento, se utilizó el método yodimétrico el cual consiste en utilizar las muestras clarificadas para titular una solución de yodo. Terminada la lixiviación, la pulpa era filtrada en el filtro prensa y los lixiviados obtenidos eran cuantificados y almacenados para la posterior recuperación de oro. Los relaves obtenidos fueron sometidos a ensayo al fuego para determinar la cantidad de oro que no se disolvió.

2.3 Cianuración

En el proceso de cianuración, se utilizó una densidad de pulpa del 33 %. Se empleó cianuro de sodio técnico hasta conseguir una concentración de 1 g/L. Inmediatamente, cal fue añadida para controlar el pH de la solución en un valor de 10.5. Se procedió a agitar la pulpa a 1500 RPM durante 24 horas y a diferentes intervalos de tiempo se extraían muestras para analizar la cantidad de oro mediante espectrofotometría de absorción atómica.

Con el fin de controlar la concentración de cianuro se empleó la argentometría, la cual consiste en titular las muestras clarificadas con una solución de nitrato de plata de 4.3 g/L. Una vez terminada la agitación, se filtraba la pulpa y el relave conseguido era sometido a ensayo al fuego para determinar la cantidad de oro que no se disolvió.

2.4 Adsorción con carbón activado y carbón activado impregnado con cobre

Durante los experimentos de adsorción con carbón activado, se mantuvo una velocidad de agitación de 500 RPM para reducir la excesiva ruptura del carbón. En todos los ensayos se empleó carbón activado cuyo rango de tamaño varió de 2.3 a 4.7 mm con 523 m²/g de área superficial. El mismo tipo de carbón activado fue utilizado para impregnar cobre metálico mediante electrodeposición con la ayuda de electrodos de cobre.

2.5 Cementación con polvo de cobre

Todos los experimentos de cementación se realizaron con polvo de cobre de 38 µm de tamaño de partícula. La velocidad de agitación se mantuvo en 1500 RPM durante todos los ensayos. La concentración de cobre metálico se

modificó en 8 y 16 g/L. Es importante resaltar que todas las pruebas de cementación se ejecutaron en recipientes cerrados con la finalidad de evitar la disolución de oxígeno en los lixiviados.

2.6 Flotación iónica

Para el desarrollo de estos ensayos se utilizó el colector Aliquat a una concentración de 100 %, y el reactivo espumante Flomin F-121 a una concentración del 1 %. Ambos reactivos de flotación se añadieron a una concentración de 0,1 % con respecto al volumen de lixiviado a flotar. Los experimentos de flotación iónica se desarrollaron durante 40 minutos y el concentrado de flotación iónica fue recogido y cuantificado a media que rebosaba de la celda de flotación.

2.7 Electrólisis

Los ensayos de electrólisis fueron aplicados tanto a los lixiviados como a los concentrados de flotación iónica con el fin de determinar la factibilidad de dicha técnica de recuperación en ambas corrientes. Además, se evaluó el efecto que tenía la adición de sulfito de sodio como estabilizador del tiosulfato. Este proceso fue desarrollado en una celda de plástico de 200 mL de capacidad. Se utilizaron electrodos de acero inoxidable y el voltaje de varió de 0.4 a 1.5 V.

3. RESULTADOS

En la Tabla 1 se indica la concentración de los principales elementos que contiene el mineral de Agroindustrial “El Corazón” [11].

Tabla 1. Caracterización química del mineral de Agrocorazón [11]

Elemento	Concentración	Elemento	Concentración
Au (g/t)	10.93	Fe (%)	0.89
Ag (g/t)	25.98	Na (%)	2.58
Mg (g/t)	55.00	K (%)	0.95
Co (g/t)	115.00	Cu (%)	0.05

Es importante notar que el mineral posee un alto contenido de oro y plata lo que lo convierte en un mineral apto para la extracción de metales preciosos. Además, se debe tener en cuenta que la concentración de hierro y cobre no es muy elevada por lo que la descomposición del ion tiosulfato en politionatos debido a las reacciones con dichos metales no parece ser un problema tangible en primera instancia.

En cuanto a los compuestos que posee el mineral, se puede agrupar a los compuestos que conforman el mineral sulfurado en tres grandes grupos: silicatos, compuestos arcillosos y sulfuros. De acuerdo a la Tabla 2 el mineral de Agroindustrial “El Corazón” posee en su mayoría silicatos como el cuarzo [11].

La pirita se encuentra en una concentración del 1 % dentro del mineral aurífero sulfurado.

Tabla 2. Caracterización mineralógica del mineral de Agrocorazón [11]

Compuesto	Contenido (%)
Cuarzo	75
Caolinita	12
Poligoskita	5
Muscovita	5
Clinocloro	2
Pirita	1

Cabe resaltar que, al tener una baja concentración de sulfuros en el mineral, la lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio se convierte en una técnica más plausible. Como la cantidad de sulfuro en el mineral es muy baja, la descomposición del ion tiosulfato durante la lixiviación no sería un problema grave a tener en cuenta.

3.1 Comparación entre cianuración y lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato

En la Fig. 1 se muestran las recuperaciones de oro obtenidas aplicando tanto la lixiviación con tiosulfato de sodio y la cianuración con una concentración de sólidos de 33 %.

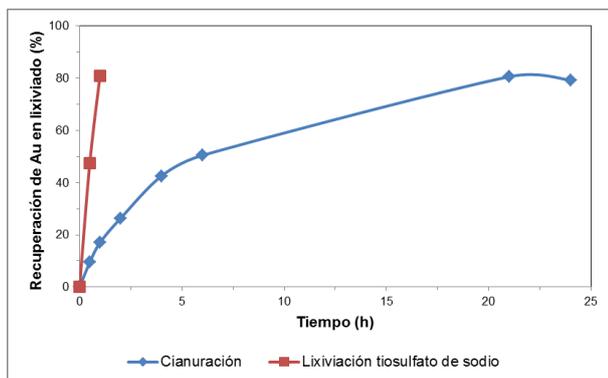


Figura 1. Recuperación de oro en cianuración (33 % de sólidos; pH = 10.5; [CNa] = 1 g/L; d_{80} = 100 μ m) y lixiviación con $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ (33 % de sólidos; pH = 10.5; $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3]$ = 1.5 M; $[\text{NH}_3]$ = 0.1 M; $[\text{Cu}^{2+}]$ = 10 mM; d_{80} = 100 μ m)

En el caso del proceso de lixiviación con tiosulfato se utilizó una concentración de tiosulfato de sodio de 1.5 M y la concentración de iones cúprico fue de 10 mM. De esta forma se evitó una disminución en la recuperación de oro. Cabe resaltar que al disponer de mayor cantidad de mineral para lixiviar, existe mayor cantidad de elementos como cobre y hierro. Estos elementos al disolverse pueden provocar la reducción del tiosulfato formando otros compuestos que no intervienen en la disolución del oro.

La recuperación de oro obtenida con el proceso de cianuración fue de 80 % mientras que con la lixiviación con tiosulfato de sodio se consiguió una recuperación de 81 %. En este caso las recuperaciones de oro son similares con la salvedad que la recuperación de oro en la lixiviación con tiosulfato se consigue a la primera hora de iniciado la agitación. Por lo tanto se debe considerar que al incrementar la cantidad de mineral a lixiviar se puede dar un descenso en la recuperación de oro debido a que se debe compensar la

mayor cantidad de material a lixiviar con una mayor cantidad de los reactivos de lixiviación para el caso de la lixiviación con tiosulfato.

3.2 Evaluación de los procesos empleados para la recuperación de oro a partir de lixiviados de tiosulfato

Uno de los principales problemas de la lixiviación de oro mediante el uso de soluciones amoniacales de tiosulfato, radica en la recuperación del oro a partir de los lixiviados obtenidos. En este trabajo, se ha experimentado con cinco alternativas tecnológicas con el fin de determinar cuál de ellas permite obtener la mayor recuperación de oro. Como se puede advertir en la Fig. 2, la técnica de flotación iónica permite obtener la mayor recuperación de oro con respecto a las cuatro técnicas restantes.

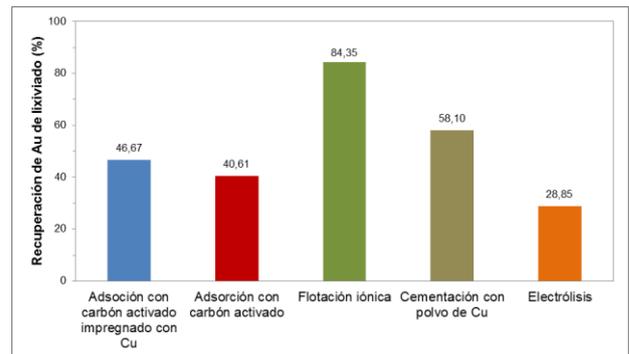


Figura 2. Comparación de las técnicas utilizadas para recuperación de oro de los lixiviados con tiosulfato de sodio

En la Fig. 2 se exponen los mejores resultados obtenidos en los experimentos correspondientes a cada una de las técnicas utilizadas para recuperar oro de los lixiviados. Claramente se puede observar que la técnica de electrólisis fue la que menor porcentaje de recuperación de oro entregó. Entre los procesos de cementación con polvo de cobre y adsorción con carbón activado se obtuvo una diferencia de 18 % en la recuperación de oro. La presencia de cobre metálico ayuda a la precipitación del oro contenido en los lixiviados debido a la diferencia de potencial electroquímico entre ambos metales [3,5].

La técnica de recuperación de oro por cementación con polvo de cobre permite una mayor recuperación de oro que la técnica de adsorción de oro con carbón activado impregnado con cobre metálico. Por lo tanto, se puede afirmar que la presencia de cobre metálico puro es más beneficiosa que la presencia de cobre en la superficie de carbón activado granular de 523 m^2/g de área superficial. Posiblemente, la capa de cobre tapó los poros del carbón activado reduciendo el área superficial del mismo. Al disminuir el área superficial, se redujo la superficie disponible para la precipitación del oro sobre el carbón activado impregnado con cobre.

Otra razón puede ser la heterogeneidad del carbón activado con cobre obtenido. En el proceso de impregnación de cobre sobre carbón activado, se obtuvieron muestras de carbón con capas de cobre totalmente definidas sobre su superficie, mientras que otras muestras no mostraban aparentemente

cobre en esta. Esto sumado a la poca afinidad del tiosulfato al carbón activado, deriva en una baja recuperación de oro.

La técnica de flotación iónica fue la que mayor porcentaje de recuperación de oro entregó debido a que sí existe afinidad entre el complejo oro-tiosulfato y el reactivo colector triocil-metil-amonio cloruro (Aliquat). La principal ventaja de esta técnica está en la poca cantidad de reactivos de flotación a utilizar (concentración al 0.1 % en lixiviados). Además se obtiene un concentrado de flotación acuoso que puede ser sometido a electrólisis para la posterior recuperación de oro.

3.3 Flotación iónica de lixiviados

En la Fig. 3 se muestra la recuperación de oro acumulada en el concentrado de flotación iónica. Las pruebas de flotación iónica se realizaron con el colector Aliquat al 100 % de concentración y con el espumante Flomin F-121 al 1 % de concentración. Los reactivos de flotación fueron añadidos al 0,1 % de concentración en los lixiviados a flotar. Se obtuvo una recuperación acumulada de oro del 84% en un tiempo de 40 minutos. Otro aspecto importante a recalcar es el volumen acumulado de concentrado obtenido. En el 60 % del volumen inicial de lixiviado, se recuperó el 84 % del oro. En otras palabras, en la mayor parte del lixiviado original, se logró concentrar y recuperar la mayor parte del oro.

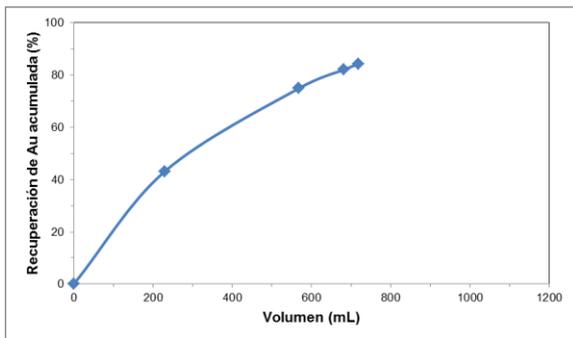


Figura 3. Recuperación de oro a partir de lixiviados con tiosulfato de sodio mediante flotación iónica (tiempo = 40 min; $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3] = 1.0 \text{ M}$; $[\text{NH}_3] = 0.1 \text{ M}$; $[\text{Cu}^{2+}] = 2 \text{ mM}$; pH = 10.0; colector Aliquat al 100 % y espumante Flomin F-121 al 1 % de concentración)

La razón por la que se recupera la mayor cantidad de oro contenido en el lixiviado, radica en la afinidad que presenta el compuesto Aliquat (amina cuaternaria) por el oro. El colector Aliquat se adhiere con el complejo oro-tiosulfato y la parte hidrofóbica de esta amina cuaternaria se adsorbe con las burbujas de aire estabilizadas por el espumante Flomin F-121. Las burbujas de aire suben junto al oro en forma de espuma y son recuperadas en el concentrado de flotación.

Asimismo, es importante tener en cuenta que el concentrado de flotación obtenido es acuoso ya que la cantidad de colector orgánico usado es menor en comparación al lixiviado flotado. Al agregar el Aliquat en una concentración del 0.1 % en el lixiviado, se logra obtener un concentrado de flotación acuoso, lo que evita la aplicación de una etapa de re-extracción para separar el oro de la fase orgánica. Por lo tanto, es factible usar el concentrado de flotación iónica en el proceso de electrólisis para la posterior recuperación de oro.

3.4 Ensayos de electrólisis

Los ensayos de electrólisis se aplicaron tanto a los lixiviados como a los concentrados obtenidos en flotación iónica. También se realizaron ensayos con la presencia de sulfito de sodio con el fin de estabilizar el tiosulfato presente en los lixiviados. Por último se modificaron parámetros como el tiempo y el voltaje aplicado a la celda electrolítica.

En la Fig. 4 se observa la recuperación de oro en el área catódica obtenida con y sin la adición de sulfito de sodio.

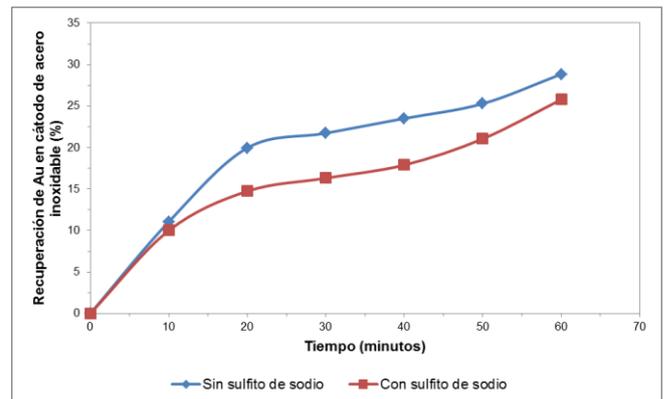


Figura 4. Recuperación de oro a partir de lixiviados con tiosulfato de sodio sin sulfito de sodio (0.4 V; 12.6 mA; pH = 10.0) y con sulfito de sodio (0.35 V; 12.6 mA; pH = 10.0; $[\text{Na}_2\text{SO}_3] = 0.1 \text{ M}$)

La concentración de sulfito de sodio en el lixiviado fue de 0.1 M. La razón por la que se agregó sulfito de sodio en uno de los ensayos de electrólisis fue para estabilizar el complejo oro-tiosulfato presente en los lixiviados. De esta manera se evita que el oro precipite en forma de sulfuro durante la reducción del complejo oro-tiosulfato en el área catódica. No obstante, la recuperación de oro obtenida en el ensayo con sulfito de sodio fue de 25 % la cual es menor a la recuperación de oro obtenida en el ensayo sin sulfito de sodio que fue de 28 %.

A pesar de que se evitó la formación de sulfuro de oro en forma de precipitado negro con la adición de sulfito de sodio, la recuperación de oro conseguida fue menor. La baja recuperación de oro obtenida se debe a que las reacciones parásitas (como la reducción de agua y oxígeno además de la coprecipitación de otros metales como la plata) sucedidas en el área catódica consumen gran parte de la corriente aplicada para la precipitación del oro.

Se aplicó la técnica de electrólisis tanto a lixiviados como a concentrados de flotación iónica para determinar si existía algún impedimento para la aplicación de este proceso en los concentrados de flotación iónica debido a la presencia de componentes orgánicos.

Los ensayos se realizaron durante una hora aplicando una corriente de 0.4 V y sin la presencia de sulfito de sodio. En la Fig. 5 se puede observar que las recuperaciones obtenidas para los dos ensayos fueron muy similares.

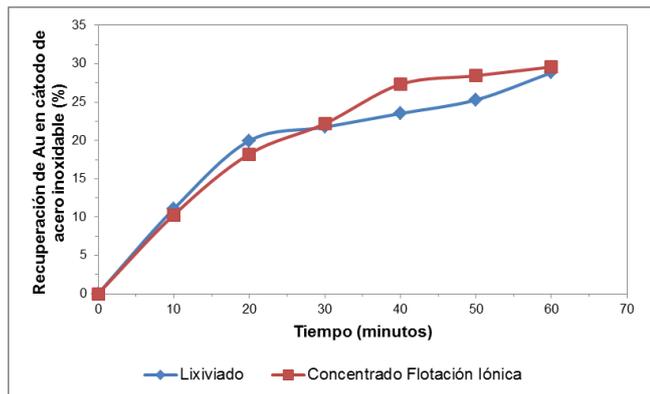


Figura 5. Recuperación de oro a partir de lixiviados con tiosulfato de sodio (0.4 V; 12.6 mA; pH = 10.0) y a partir de concentrados de flotación iónica (0.4 V; 12.6 mA; pH = 10.0)

En el ensayo de electrólisis aplicado al lixiviado se obtuvo una recuperación de oro de 28 % mientras que en el ensayo realizado con el concentrado de flotación iónica se obtuvo una recuperación de oro de 29 %. Por lo tanto se puede afirmar que la presencia de Aliquat en el concentrado de flotación iónica no impide la aplicación del proceso de electrólisis para la deposición de oro. Debido a la poca cantidad de Aliquat utilizado en la etapa de flotación iónica, el concentrado obtenido se comporta de forma similar a los lixiviados.

Por último se varió la corriente inducida con el fin de recuperar una mayor cantidad de oro. En estos ensayos se utilizaron solo concentrados de flotación iónica. Además se incrementó el tiempo de duración del proceso para conseguir la recuperación de oro más alta posible. Se aplicaron voltajes de 0.4 y 1.5 V para determinar si una mayor corriente aplicada permite incrementar la recuperación de oro. En la Fig. 6 se advierten los resultados obtenidos a los dos voltajes aplicados. Al inducir un voltaje de 0.4 V durante 3 horas, se consigue una recuperación de oro de 63 %. En cuanto al experimento desarrollado con 1.5 V, la recuperación de oro obtenida fue de 82 %. Evidentemente, un aumento en el voltaje aplicado permitió obtener una mayor recuperación de oro. Al tener una mayor corriente disponible tanto para la reducción del complejo oro-tiosulfato como para el resto de reacciones parásitas y paralelas, se logra mejorar la recuperación de oro.

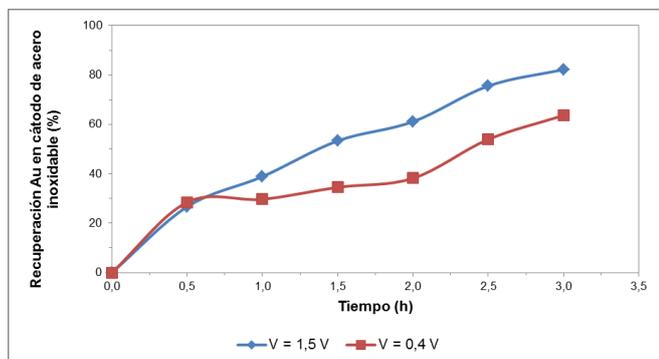


Figura 6. Influencia de la corriente aplicada en la recuperación de oro a partir de concentrados de flotación iónica (pH = 10.0)

4. CONCLUSIONES

La lixiviación con soluciones amoniacales de tiosulfato de sodio permite obtener recuperaciones de oro de 81 % al cabo de una hora de iniciado el proceso al 33 % de sólidos. Al incrementar la cantidad de mineral a lixiviar, se requiere de un aumento de los agentes de lixiviación con el fin de compensar la mayor cantidad de oro a disolver. Por lo tanto, al encontrar un adecuado equilibrio entre las concentraciones de los reactivos de lixiviación, se puede superar al proceso de cianuración tanto de recuperación como en velocidad de disolución de oro.

El pH del proceso de lixiviación con tiosulfato debe mantenerse en un valor superior a 10 pero no mayor a 11 para favorecer la acción de la cuprotetramina, responsable de catalizar la disolución del oro contenido en el mineral. La concentración de iones cúprico permiten acelerar la disolución de oro pero un excesivo incremento de estos puede provocar la oxidación del tiosulfato hacia politionatos lo que va en detrimento de la recuperación de oro en el lixiviado, debido a que estos no intervienen en la disolución del oro. Además un menor tamaño de partícula del mineral favorecerá la recuperación de oro en el lixiviado al darse un contacto más íntimo entre el mineral a lixiviar y los reactivos de lixiviación.

Las técnicas convencionales de recuperación de oro a partir de lixiviados como son adsorción con carbón activado y cementación con polvo de cobre, no arrojaron buenos resultados en cuanto a recuperación de oro se refiere. En el caso de la adsorción con carbón activado se obtuvo una recuperación de oro de tan solo el 40 %, mientras que en la cementación con polvo de cobre se consiguió una recuperación de oro de 58 %. A pesar de que se experimentó con carbón activado impregnado con cobre metálico, con el fin de aumentar el área disponible de cementación, solo se consiguió una recuperación de oro del 46 %.

Las bajas recuperaciones obtenidas se deben, en el caso de la adsorción con carbón activado, a la poca afinidad del complejo oro-tiosulfato hacia la superficie del carbón activado. En los experimentos de cementación, las bajas recuperaciones obtenidas posiblemente se deban a la pasivación de la superficie disponible debido a la precipitación de óxidos o sulfuros. El ensayo de flotación iónica fue el más exitoso de todos, ya que permitió obtener una recuperación de oro del 84 %. La elevada recuperación de oro se debe a la afinidad del colector Aliquat y el complejo oro-tiosulfato. La poca cantidad de colector aplicado en el lixiviado (0.1 % de concentración en solución) permitió obtener un concentrado de flotación acuoso el cual no presenta inconveniente para ser tratado mediante electrólisis. Al aplicar un voltaje de 1.5 V al concentrado de flotación iónica por tres horas, se consiguió una recuperación de oro de 82 % en el área catódica.

REFERENCIAS

- [1] M.G. Aylmore y D.M. Muir, (2000). Thiosulfate leaching of gold-a review, *Minerals Engineering*, 14(2): 135-174.
- [2] T. Fujita, L. Kejun, W.Tai Yen, A.Shibayama y T. Miyazaki, (2004). Gold extraction from thiosulfate solution using trioctylmethylammonium chloride, *Hydrometallurgy* 73: 41-53.
- [3] E. Guerra y D.B. Dreisinger, (1999). A study of the factors affecting copper cementation of gold from ammoniacal thiosulfate solution, *Hydrometallurgy* 51: 155-172.
- [4] P. Haddad, A. Grosse, G. Dicoski, y M. Shaw, (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors, *Hydrometallurgy* 69: 1-18.
- [5] J. Hiskey y J. Lee, (2003). Kinetics of gold cementation on copper in ammoniacal thiosulfate solutions, *Hydrometallurgy* 69: 45-56.
- [6] 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, *RIIGEO* 13(26): 67-72.
- [7] P. Navarro, C. Vargas, M. Alonso y F. Alguacil, (2006). The adsorption of gold on activated carbon from thiosulfate-ammoniacal solutions, *Gold Bulletin* 2006: 93-97.
- [8] P. Navarro, A. Villarroel y F. Alguacil, (2001). Lixiviación de oro con tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado polimetálico, *Jornadas SAM-CONAMET* (pp. 93-97). Santiago de Chile, Chile.
- [9] 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.
- [10] G. Senanayake y X. Zhang, (2012). Gold leaching by copper (II) in ammoniacal thiosulphate solutions in the presence of additives. Part II: Effect of residual Cu (II), pH and redox potentials on reactivity of colloidal gold, *Hydrometallurgy* 115-116: 21-29.
- [11] Serrano, J. (2012). Diseño de una planta para la recuperación de oro de minerales sulfurados con ditioamida como lixivante de baja toxicidad. (Proyecto de titulación Previa a la Obtención del Título de Ingeniero Químico no publicado). Escuela Politécnica Nacional, Quito, Ecuador.
- [12] M. Tsunekawa, R.K. Rath, N. Hiroyoshi T. y Hirajima, (2003). Ammoniacal thiosulfate leaching of gold ore, *ejmp&ep*, 3(3): 344-352.
- [13] S. Ubaldini, C. Abbruzzese, P. Fornari, R. Massida y F. Veglio, (1995). Thiosulfate leaching for gold hydrometallurgy, *Hydrometallurgy* 39:265-276.
- [14] A. Zelinsky, O. y Novgorodtseva, (2013). EQCM study of dissolution of gold in thiosulphate solutions, *Hydrometallurgy* 138: 79-83.