

**UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA
FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA,
MINERA Y METALÚRGICA**



**“USO DEL TIOSULFATO DE AMONIO COMO
LIXIVIANTE ALTERNATIVO EN LA EXTRACCIÓN
DE ORO”**

**INFORME DE SUFICIENCIA
PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:
INGENIERO METALURGISTA**

POR LA MODALIDAD DE ACTUALIZACIÓN DE CONOCIMIENTOS

**PRESENTADO POR:
ALFREDO FÉLIX OLAYA ZAVALA**

LIMA

2006

**“USO DEL TIOSULFATO DE AMONIO
COMO LIXIVIANTE ALTERNATIVO EN LA
EXTRACCIÓN DE ORO”**

Dedicado:

A mis padres Alfredo y Rosa, de quienes he recibido las mejores enseñanzas de vida y su apoyo incondicional.

A mi esposa Lida, cuya compañía, colaboración y aliento me han sido vitales en todo momento.

A mi hijo Alfredo Gabriel, mi nueva motivación y alegría.

A mis profesores de U.N.I., por sus valiosas enseñanzas profesionales y humanas.

INDICE

1.	Introducción	7
	1.1 Planteamiento del problema	7
	1.2 Solución del problema planteado.....	8
2.	Análisis comparativo de los diferentes agentes lixiviantes	9
	2.1. Uso del cianuro como lixivante principal para el Au y Ag.	9
	2.2 Ventajas del uso de lixiviantes alternativos y aplicación	10
	2.3 Criterios para la elección de un lixivante	11
	2.4 Cinética de los lixiviantes alternativos	15
3.	El Tiosulfato de Amonio	17
	3.1. Antecedentes y panorama general	17
	3.2. Química de lixiviación	21
	3.2.1. Efecto de la concentración del tiosulfato	24
	3.2.2. Efecto del pH	25
	3.2.3. Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$	26
	3.2.4. Efectos de la temperatura-energía de activación de la disolución del oro	28
	3.2.5. Efecto del sulfito	32
	3.2.6. Efecto de la glicina.	34
	3.3. Estabilidad de la solución de Tiosulfato	37
	3.3.1. Estabilidad de las especies	37
	3.3.2. Potencial de solución	44
4.	Recuperación de metales preciosos desde soluciones de tiosulfato de amonio.....	45

4.1. Recuperación vía cementación	46
4.2 Recuperación vía adsorción con carbón activado..	49
4.3. Recuperación vía intercambio iónico con resinas.....	49
4.4. Recuperación vía reducción	52
4.5 Otras opciones de recuperación	53
4.6. Dosificación y costos	54
Recomendaciones y Conclusiones	55
Bibliografía	60
Anexo.....	63

RESUMEN

El tiosulfato de amonio ($(\text{NH}_4)_2\text{S}_2\text{O}_3$) ha sido ampliamente aceptado por los investigadores alrededor del mundo como un potencial lixiviante alternativo para la lixiviación y recuperación de oro, debido a las cada vez mayores preocupaciones medioambientales y las dificultades prácticas no resueltas por el uso del cianuro para extraer oro de minerales carbonáceos, refractarios y que contienen cobre-oro. El uso actual del cianuro para lixiviar oro del mineral es problemático desde una perspectiva medioambiental, contrariamente al tiosulfato de amonio cuyo uso es reconocidamente no tóxico. Además, el tiosulfato de amonio, como reactivo, tiene un costo notoriamente menor al cianuro de sodio, aunque presenta ciertas dificultades en su uso relacionados con la estabilidad del tiosulfato en el sistema y una química que necesita mayor investigación para ser entendida y aplicada.

En este informe se pretende realizar una revisión del proceso de lixiviación de minerales auríferos usando soluciones de tiosulfato de amonio así como las opciones de recuperación de oro desde estas soluciones. Se revisará las posibilidades de los lixiviantes alternativos para luego enfocarse en la química de la lixiviación usando tiosulfato de amonio, los factores que influyen en la eficiencia de disolución, la estabilidad del tiosulfato de amonio, las técnicas de recuperación más favorables para este sistema, finalmente proponiendo las dosificaciones más adecuadas y dando algunas sugerencias para proseguir con la investigación.

1. INTRODUCCIÓN

1.1 Planteamiento del problema

El cianuro de sodio es el lixiviante más utilizado en casi todas las operaciones auríferas en el mundo, debido a las altas eficiencias de lixiviación de menas auríferas predominantemente oxidadas y por su ampliamente conocida química relativamente fácil de controlar. Pero, el uso de este reactivo, al ser altamente tóxico, enfrenta cada vez más preocupaciones medioambientales lo cual origina presiones que se están extendiendo prácticamente en todo el planeta y que han motivado que la industria del oro, durante los últimos 25 años, haya estado buscando reactivos alternativos para la lixiviación de oro contenido en minerales de baja ley. El cianuro también enfrenta serias dificultades al tratar menas carbonáceas, refractarias y con alto contenido de cobre.

1.2 Solución del problema planteado

Dentro de los más de veinte lixiviantes alternativos investigados, el tiosulfato de amonio es el que tiene mejores posibilidades de éxito en la industria, ya que es un reactivo no tóxico, que puede ofrecer mejores resultados en menas auríferas carbonáceas, refractarias y de oro-cobre donde al usar el cianuro las recuperaciones son pobres o con un alto consumo de reactivos y además el tiosulfato de amonio tiene un costo bastante menor comparado con el del cianuro de sodio. Es entonces importante conocer más a fondo su química de lixiviación así como las opciones de recuperación del oro a partir de las soluciones de tiosulfato de amonio para determinar con mayor precisión las mejores condiciones a aplicar en el tratamiento de minerales auríferos a cualquier escala.

2. Análisis comparativo de los diferentes agentes lixiviantes.

2.1 Uso del cianuro como lixivante principal para Au y Ag.

La lixiviación con cianuro ha sido el método más común para la extracción del oro desde 1890, siguiendo la patente de un proceso viable realizado por los hermanos Mc. Arthur y Forest. El proceso se ha mantenido relativamente sin cambios desde su introducción. Algunas de las principales ventajas de la cianuración son:

- Altas recuperaciones de oro son alcanzadas, con algunas excepciones, especialmente cuando se tratan minerales carbonáceos, sulfuros y otros.
- El proceso es bastante controlable y con muy pocos problemas operacionales; y
- Costos de extracción de oro bajos comparados con los costos estimados usando lixiviantes alternativos.

2.2 Ventajas del uso de lixiviantes alternativos y su aplicación

En los recientes años el tratamiento de minerales refractarios cada vez más complejos y la preocupación creciente de los asuntos medio ambientales han provocado esfuerzos considerables en la búsqueda de lixiviantes alternativos. Hay varios reactivos que forman complejos estables con el oro incluyendo la tioúrea ($\text{CS}(\text{NH}_2)_2$), tiosulfato ($\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$), tiocianato (SCN^-), haluros (I^- , Cl^- , Br^-), metil-cianuro (CH_3CN) y polisulfuros. Aunque esfuerzos significantes se han realizado para desarrollar un procesamiento hidrometalúrgico viable no cianurado, el número de casos en los que se utilizó alguno de estos reactivos alternativos es pequeño. Sin embargo, hay casos en los cuales estos otros lixiviantes podrían ofrecer una ventaja específica, como:

- Donde el mineral es refractario o semi-refractario al cianuro y otros lixiviantes rindan una mejor recuperación por ejemplo el tiosulfato para tratar minerales preg-robbing,
- Donde el mineral contenga cianicidas (tales como el cobre) en tal magnitud que los consumos de cianuro sean excesivos,
- Si el mineral o concentrado es particularmente ácido, un reactivo que lixivie oro y plata a bajo pH puede ser atractivo,
- Donde la ubicación de la operación es ambientalmente sensible y hay objeciones para el uso del cianuro, y,

- Cuando el reactivo alternativo resulta en ahorros en inversiones debido a una planta más pequeña requerida como resultado de tiempos de lixiviación más rápidos.

2.3 Criterios para la elección de un lixivante

Gos y Rubo (2000) enumeran una serie de criterios que deberían ser considerados al momento de seleccionar el más apropiado lixivante de oro para una situación particular:

- **Financieros** – nivel de inversiones, economía de extracción, disponibilidad, costos asociados con la descontaminación y reciclaje;
- **Aplicabilidad de proceso** – limitaciones tales como tipo de mineral, selectividad, control, recuperación de oro, reciclaje, descontaminación, aplicaciones a gran escala (tecnología probada); y
- **Toxicidad**- emisiones potenciales, manejo de restricciones, toxicología medio ambiental.

El lixivante ideal debe ser económico, aplicable universalmente a la mayoría de tipos de mineral, seguro de transportar, manejable y fácil de descontaminar o reciclar.

Hubo recientes revisiones de la química de los sistemas con lixivantes alternativos (Nicol *et al* (1987), Hiskey y Atluri (1988), Sparrow y Woodcock

(1995)). Adicionalmente a las obvias características deseables tales como bajos precios y aceptación ambiental, hay otras importantes propiedades técnicas que cualquier lixivante potencial debe poseer con el fin de ser considerado una alternativa al cianuro.

Constantes de estabilidad para la formación de complejos de oro

Para el simple caso del oro (I) el cual forma complejos con un ligante L teniendo una carga n del tipo AuL_2^{1+2n} , la constante de estabilidad β_2 , para un complejo de este tipo esta dado por:

$$\beta_2 = [AuL_2^{1+2n}] / [Au^+][L^n]^2 \quad (1)$$

A más grande valor de β_2 más grande la fuerza de conducción para la lixiviación de oro, y más estable será el complejo de oro en la solución. La tabla 1 muestra los valores de β_2 y el rango pH generalmente aceptados sobre el cual ellos son efectivos como lixivantes para el oro.

Tabla 1. Constantes de estabilidad y rangos de pH efectivo para algunos lixiviantes de oro
(Smith y Martell, 1989)

Lixiviantes	Log ₁₀ β ₂	Rango pH
CN ⁻	38.3	> 10
HS ⁻	29.9	> 10
S ₂ O ₃ ²⁻	28.7	8 – 10
NH ₃	26.5	> 9
CS (NH ₂) ₂	23.3	< 3
I ⁻	18.6	< 4
SCN ⁻	17.1	< 3
SO ₃ ²⁻	15.4	> 4
Br ⁻	12.0	< 4
Cl ⁻	9.1	< 4

Se puede ver que el complejo cianuro de oro (I) es de lejos el más estable de los posibles complejos de oro, con el tiosulfato, bisulfuro y tioúrea ofreciendo las siguientes mejores alternativas.

Potencial de reducción para la estabilidad de los complejos de oro, oxidantes comunes y ligantes

La lixiviación de oro, no importando cual lixivante sea empleado, es un proceso electroquímico típico requiriendo la oxidación de oro. Como resultado del amplio rango de las constantes de estabilidad de los complejos de oro, los correspondientes potenciales de reducción estándar varían para casi todos los complejos de oro (I). La figura 1 muestra estos potenciales de

reducción contra los valores de los potenciales para la reducción de las formas oxidadas del correspondiente ligante. (L) (Ritchie *et al*, 2001).

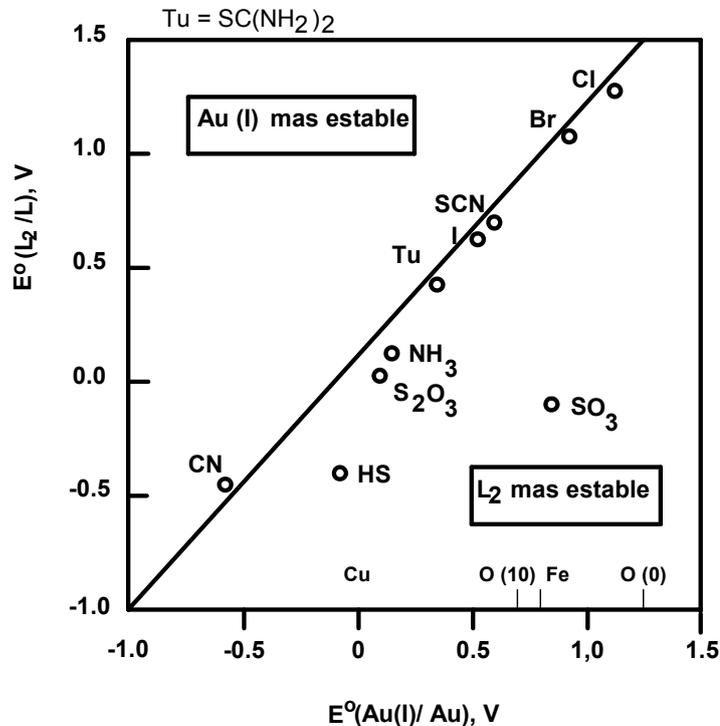


Figura 1. Potenciales de reducción estándar para varias Au(I)/ Au y los valores para L₂/L donde L es el ligante correspondiente. También se muestra los potenciales estándar para Cu (II)/Cu (I) en solución NH₃, (Cu, Fe(III)/Fe(II) en solución ácida, (Fe) y O₂/H₂O a valores de pH de 0 (O(0)) y 10 (O(10)).

Para ligantes (tales como HS⁻ y S₂O₃²⁻ los cuales aparecen debajo de la línea diagonal, la forma oxidada del ligante es termodinámicamente más estable que el correspondiente complejo Au (I) mientras lo contrario es verdadero para ligantes (tales como el CN⁻ y el SCN⁻) los cuales aparecen encima de la línea.

La figura también muestra que la oxidación de todos los lixiviantes, L a L₂, por oxígeno disuelto, es posible, con la excepción del cloruro y ésta es la

reacción termodinámicamente preferida (para la oxidación del oro) para todos los reactivos cuyos puntos caen debajo de la línea diagonal. En ausencia de catalizadores y/o acoples redox, estos procesos son lentos con excepción del sulfito, sin embargo la presencia del acople Fe (III)/ Fe (II) en soluciones ácidas y el acople Cu (II)/Cu(I) en soluciones alcalinas puede resultar en oxidaciones relativamente rápidas de los lixiviantes.

2.4 Cinética de los lixiviantes alternativos

Para que un proceso alternativo sea viable este debe realizarse a una velocidad consideradamente aceptable, preferentemente con el uso de un oxidante barato tal como el oxígeno. En la cianuración la velocidad de reacción está gobernada o bien por la velocidad de oxidación en la difusión a la superficie del oro (usualmente) o por la velocidad de difusión del cianuro (menos común).

Ritchie y otros (2001) calcularon (con algunas asunciones) velocidades de reducción de oxígeno en los potenciales de equilibrio de la reacción Au/Au(I) para los diferentes lixiviantes. Éstas son resumidas en la tabla 2.

Tabla 2. Velocidades de Reducción calculadas de oxígeno a 1 Atm. y 25°C.

Lixiviantes	E° , Au(I)/Au V	pH	Velocidad de Reducción de O_2^* $mol\ cm^{-2}\ s^{-1}$
CN^-	-0.57	10	9.9×10^{-6}
HS^-	-0.09	10	9.1×10^{-10}
$S_2O_3^{2-}$	0.17	10	6.2×10^{-12}
NH_3	0.11	10	2.0×10^{-11}
$CS\ (NH_2)_2$	0.35	4	1.7×10^{-10}
I^-	0.58	4	2.1×10^{-12}
SCN^-	0.67	4	3.8×10^{-13}
SO_3^{2-}	0.77	10	6.2×10^{-17}
Br^-	0.97	4	1.2×10^{-15}
Cl^-	1.15	4	3.8×10^{-17}

* calculado de la relación corriente/ potencial $i = 2.95 \times 10^{-7} \exp(-\eta/0.052)$ mA cm⁻² donde el η ($=E-E_e$) es el sobrepotencial para al reducción de oxígeno. E es el E_o para la correspondiente acople Au(I)/Au y E_e es el potencial de equilibrio del acople O_2/H_2O al pH mostrado.

Sólo para el cianuro, la velocidad de reducción de oxígeno calculada excede la velocidad de transporte de masa controlada. En el caso del ión bisulfuro, la velocidad es aproximadamente un orden de magnitud más baja que la velocidad máxima de reducción del oxígeno, mientras que en todos los otros casos la velocidad de reducción de oxígeno durante la lixiviación de oro es al menos dos órdenes de magnitud más bajas que la velocidad de transporte de masa controlada. De estas figuras se puede ver por qué el oxígeno disuelto es efectivo como oxidante práctico para el cianuro, pero no para otros lixiviantes potenciales. Así, los oxidantes alternativos tales como hierro (III) en sistemas ácidos (tioúrea y tiocianato) y complejos de metal tales como las aminas de cobre y cobalto en alcalinos son requeridos como “mediadores

Redox” entre el oxígeno disuelto y la superficie de metal disuelta con la finalidad de incrementar la velocidad efectiva de reducción de oxígeno. Sin embargo, añadir tales oxidantes incrementará significativamente la complejidad del proceso.

3. EL TIOSULFATO DE AMONIO

3.1 Antecedentes y panorama general

El uso de los sistemas tiosulfatados para lixiviar oro recientemente ha sido revisado por Aylmore y Muir (2001). Es sabido que el oro puede ser lixiviado con tiosulfato desde hace muchos años. Russell y Von Patera desarrollaron procesos que usaban el tiosulfato para lixiviar minerales de oro y plata. El proceso Patera fue usado en América del Sur por muchos años antes de la Segunda Guerra Mundial para tratar sulfuros con alto contenido de plata pero muy poca información del proceso fue publicada en la literatura. Con la llegada del cianuro el sistema tiosulfato, que era más complejo para operar, decayó.

El tratamiento hidrometalúrgico del oro y la plata vía soluciones de tiosulfato amoniacal en la presencia de un cobre como catalizador ha sido activamente estudiado en los últimos años. Este proceso es muy atractivo debido a la baja toxicidad del lixivante y la eficiente recuperación de los metales

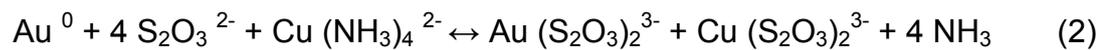
preciosos procedentes de menas difíciles de tratar con los métodos convencionales.

Puesto que el proceso de cianuración ha sido por muchos años muy exitoso en el tratamiento de minerales de oro oxidados, este es todavía el proceso preferido para la recuperación de metales preciosos. El tiosulfato ha sido propuesto como un lixivante alternativo para la extracción de oro y plata y ha sido profundamente investigado para minerales difíciles de tratar por cianuración. La investigación se ha realizado en minerales complejos, minerales refractarios carbonáceos, minerales de oro oxidados, concentrados de sulfuro de cobre y concentrados de sulfuros complejos y minerales de piritita argentífera.

Newmont, en los setentas, comenzó las investigaciones, con tiosulfatos para el tratamiento de minerales carbonáceos (Jiayong et al, 1996). El cianuro no era una opción viable debido al contenido carbonáceo del mineral. Sin embargo, la técnica sólo se justificaba económicamente para minerales de alta ley. La oxidación bacteriana seguida por la lixiviación con tiosulfato en una operación de Heap Leaching a escala piloto fue también estudiada para el tratamiento de minerales refractarios de baja Ley. La recuperación en un total de 300 000 toneladas de mineral de baja Ley fue aproximadamente de 55% con un consumo de tiosulfato de 5 kg/t. La compañía ha patentado su investigación para lixiviación en pilas con tiosulfato y recuperación con cementación de cobre (Brierley y Hill, 1993; Wan et al, 1994).

Recientemente, Barrick Gold ha re-examinado la lixiviación de oro con tiosulfato y patentado la lixiviación con agitación y los procesos de recuperación para el tratamiento de un rango de minerales (Marchbank et al, 1996; Thomas et al, 1998). Otra compañía minera canadiense Placer Dome en los últimos años también ha realizado investigaciones de procesos con tiosulfato para minerales auríferos.

En el moderno proceso con tiosulfato, el oro es disuelto por el tiosulfato en presencia de amoníaco y cobre (II):



El cobre (II) es el oxidante para la disolución del oro, mientras el oxígeno se necesita para reabastecer el oxidante en solución:



Las ventajas del tiosulfato incluyen:

- Baja toxicidad – ya que es un químico GRCS (generalmente reconocido como seguro) en USA y un ingrediente alimenticio permitido.
- Más adecuado para el tratamiento de minerales con alto cobre, y que contienen materiales carbonáceos.

- En algunos casos la extracción del oro es más rápida que en la cianuración, a similar consumo de reactivo, a pH natural y condiciones normales de temperatura y presión.
- Los co-reactivos para la reacción- sulfito, cobre y amoniaco- son requeridos en bajas concentraciones y a un pequeño costo adicional.

Las desventajas del tiosulfato:

- Necesidad de concentraciones altas de reactivos comparadas a las del cianuro, su reactividad conduce a altos consumos de reactivo.
- Carencia de un método estándar para procesar la pulpa y recuperar el oro disuelto.
- Química más compleja (comparada con la del cianuro) lo que provoca mayores dificultades de control del proceso.

Un amplio rango de condiciones ha sido reportado por los investigadores, algunas de ellas están resumidas en la tabla 3 (O'Malley, 2002) (Ver sección Anexo).

El rango de concentraciones del tiosulfato puede ir de 0.02 – 2 M., cobre (II) entre 0.5 – 120 mM. y amoniaco entre 0.03 – 4 M.. Los rangos de pH pueden ir de 8.5 al 10.5, la temperatura entre 20° C - 60° C y la velocidad del flujo del oxígeno de 0 – 2 l/min. Los tiempos de lixiviación varían desde varias

horas en el sistema de agitación y hasta 116 días en uno de lixiviación en pilas.

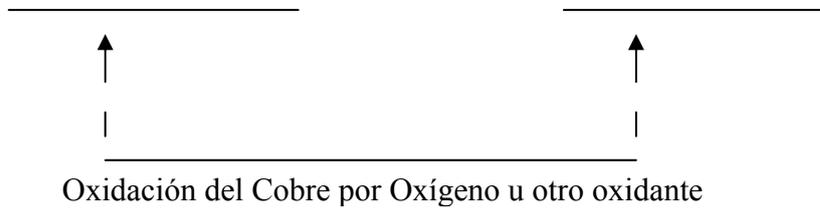
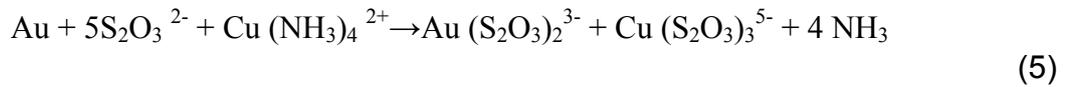
3.2 Química de lixiviación

La química del sistema del tiosulfato de amonio no ha sido completamente estudiada y por tanto no es entendida a cabalidad. Ha habido un conflicto de opiniones en la literatura donde los autores no se ponen de acuerdo, por ejemplo en el rol del cobre en la reacción de lixiviación. A diferencia del relativamente simple sistema de cianuración la solución de tiosulfato amoniacal es un sistema significativamente más complejo para operar. Normalmente juega con tres componentes indispensables: amoníaco, tiosulfato e iones cobre. Muchas reacciones pueden ocurrir entre estas especies, los iones de metales preciosos disueltos, los minerales y los reactores de acero. El control de la química de la solución determina los equilibrios dinámicos de estas interacciones y establece la velocidad de la reacción de lixiviación.

La disolución de oro en solución de tiosulfato de amonio es nuevamente descrita por la siguiente reacción:



Li Miller y Wan (1994) modificaron la reacción para reflejar la influencia del catalizador cobre durante la disolución del oro:



El tiosulfato estabiliza el oro y la plata en solución, mientras el amoníaco y el cobre en el sistema aceleran la reacción de lixiviación. El diagrama Eh – pH es mostrado en la figura 2 para el sistema Oro- Amoníaco – Tiosulfato. Para que los iones cobre jueguen un rol catalizador, es crítico mantener una relación apropiada de concentración de amoníaco a tiosulfato. Una inapropiada relación de concentración de amoníaco a tiosulfato puede estabilizar los iones cobre en estado cuproso o cúprico, de esta manera se reducirá su disponibilidad para ser utilizada como catalizador (ver Figura 3).

Jiang y otros (1992, 1993) propusieron un modelo para la disolución de oro en soluciones de tiosulfato amoniacal (Figura 4). Basado en mediciones electroquímicas, ellos sugirieron el siguiente mecanismo de reacción de lixiviación. Durante la oxidación, el amoníaco preferentemente acompleja oro, y el cual se forma en la superficie luego reacciona con él y es convertido a una forma más estable. Al mismo tiempo gana un electrón en la superficie del oro y es reducido y luego es vuelto a oxidar por el oxígeno. Así, el amoníaco cataliza la disolución anódica de oro mientras los iones cobre catalizan el proceso catódico (descarga de oxígeno). Esta explicación define en forma clara los roles para el amoníaco y cobre en las reacciones de

lixiviación. Sin embargo, la proposición necesita ser confirmada, preferentemente con estudios espectroscópicos in-situ.

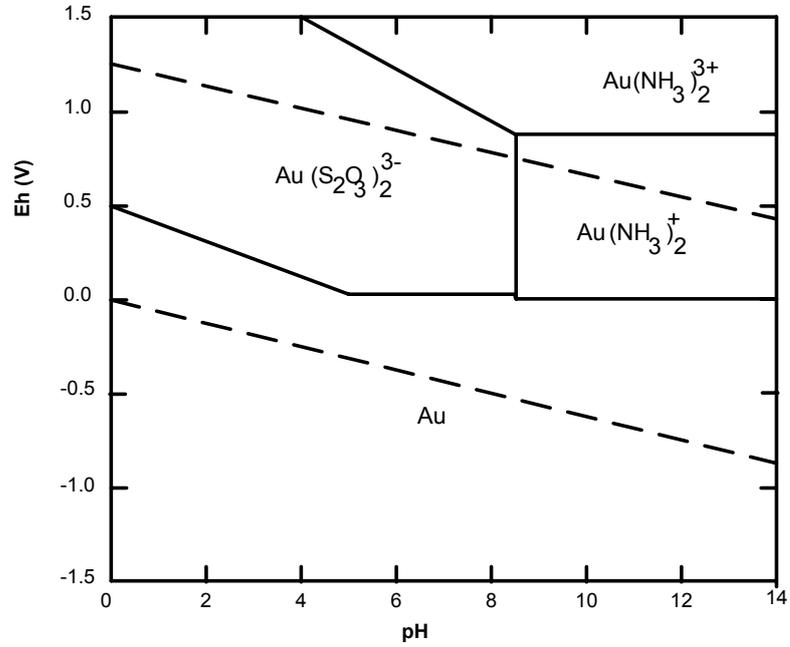


Fig. 2 Diagrama pH-Eh del sistema Oro-Amoniaco-Tiosulfato-Agua a 25 °C (0.1 M Amoniaco, 0.1 M Tiosulfato, 0.00005 M Oro)

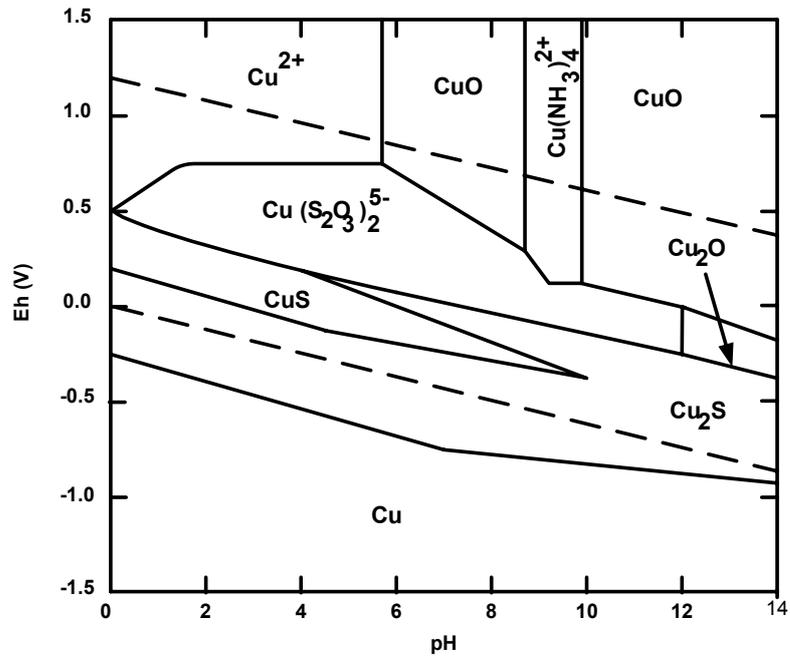


Figura 3. Diagrama Eh-pH del sistema Cobre-Amoniaco-Tiosulfato-Agua a 25 °C (0.1 M Amoniaco, 0.1 M Tiosulfato, 0.00005 M Cobre)

$S_2O_3^{2-}$ (mol/L)	i_{corr} ($\mu A/cm^2$)
0.01	3.32
0.1	8.30
0.2	8.39
0.5	9.00
1.0	9.72

Tabla 4. Efectos de la concentración del ion tiosulfato sobre la velocidad de disolución de oro

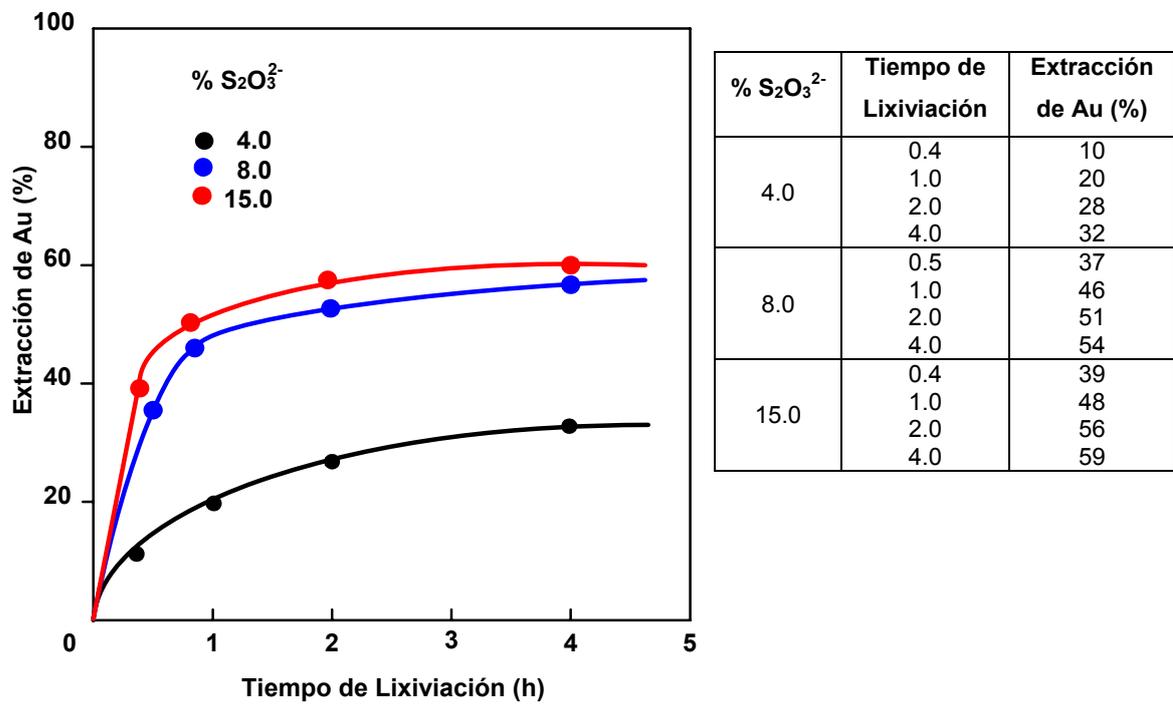


Figura 5. Efecto de la concentración del tiosulfato sobre la velocidad de lixiviación de oro ($50^\circ C$, 0.4% de Cu^{2+})

2.5.2.2. Efecto del pH

Como se muestra en la tabla 5 con el incremento del pH en el rango 7- 10, la velocidad de disolución de oro aumenta, pero a $pH >$, la velocidad cae ligeramente. Los efectos del pH sobre la cinética de lixiviación del oro son

mostrados en la figura 6, lo cual concuerda con los datos electroquímicos en la tabla 5.

pH	I_{corr} ($\mu\text{A}/\text{cm}^2$)
7	6.31
8	8.25
9.2	8.99
10	12.94
10.8	11.29

Tabla 5 Efecto del pH sobre la velocidad de disolución de oro

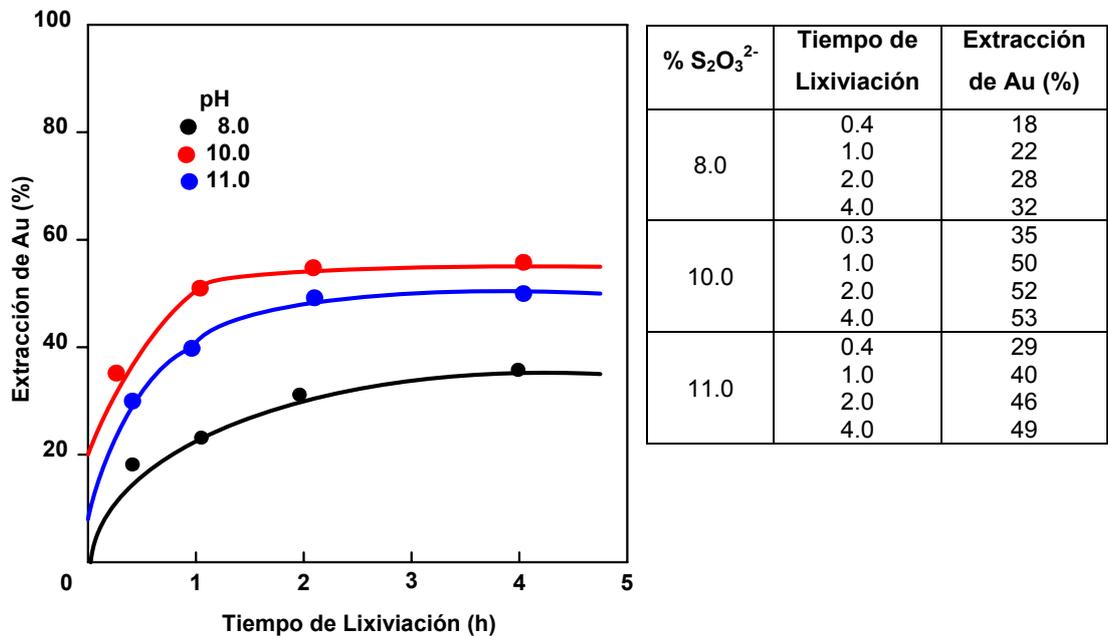


Figura 6. Efecto del pH sobre la cinética de lixiviación del oro (50°C , 0.4% Cu(II))

3.2.3. Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$

Los resultados en la tabla 6 indican que la concentración del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ tiene un efecto drástico sobre la velocidad de disolución de oro sobre el rango de concentración de 0.001 – 0.1 mol/L.

$\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$	0.001	0.01	0.05	0.1
$i_{\text{corr}} (\mu\text{A}/\text{cm}^2)$	5.62	50.11	193.73	573.82

Tabla 6: Efecto del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ en el rate de disolución de oro

Sabiendo que $i_{\text{corr}} = \text{KC}^n$

Entonces $\log i_{\text{corr}} = \log K + n \text{Log C}$

Donde C es la concentración de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y n es el orden de reacción. Una gráfica de los datos de la tabla 6 es mostrada en la figura 7 como una función del log C. la pendiente de la línea es igual a 1, lo que indica que la orden de reacción del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ es 1. Estos resultados revelan la actividad catalítica de los iones cúpricos y del amonio en la lixiviación de oro con tiosulfato.

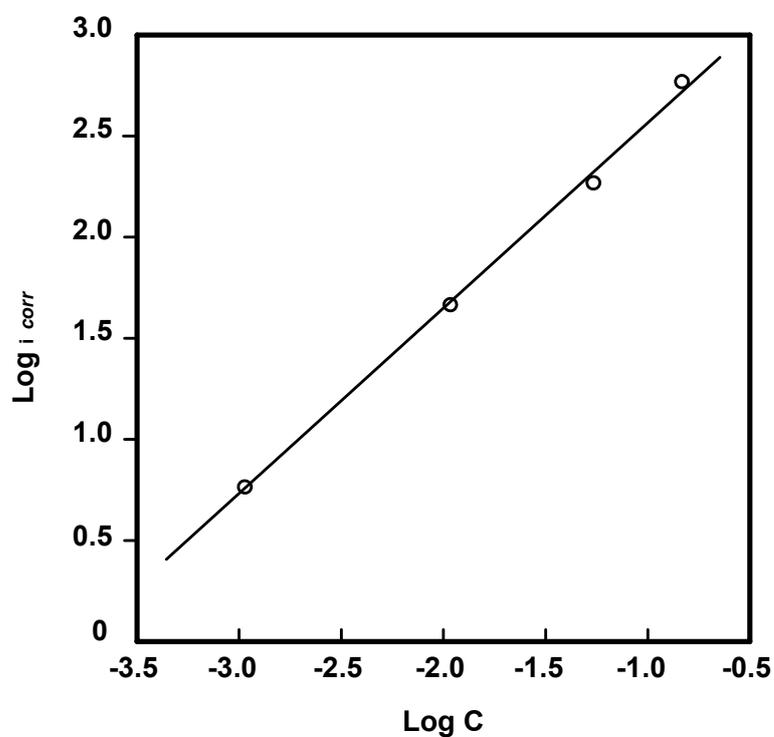


Figura 7. Efecto de la concentración de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ sobre la velocidad de disolución de oro
(20°C , $1.0 \text{ mol/L S}_2\text{O}_3^{2-}$, $\text{pH}= 10$).

Los efectos de la concentración del ion cúprico y del amoniaco sobre la cinética de lixiviación de oro son mostrados en la figura 8, el cual una vez más revela el efecto catalítico del ion cúprico y del amoniaco.

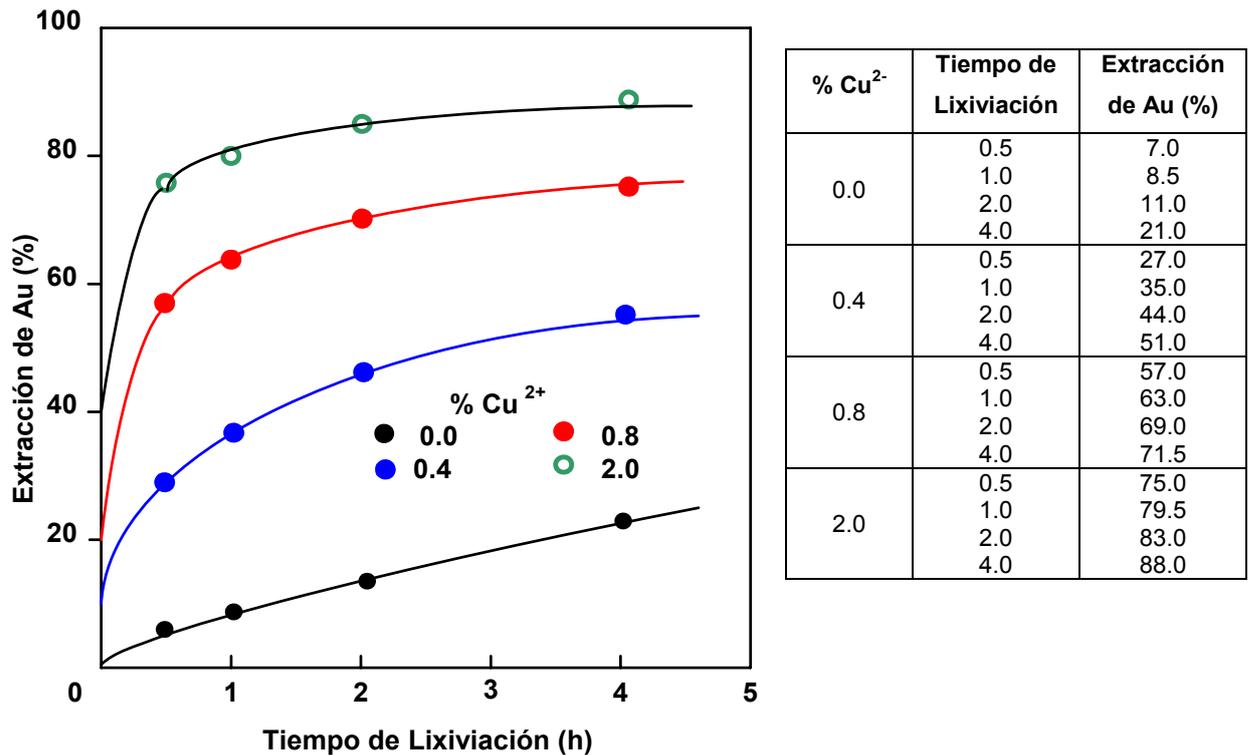


Figura 8. Efecto del ion cúprico sobre la cinética de lixiviación del oro (50°C, 7.5% NH₃)

3.2.4 Efectos de la temperatura, energía de activación de la disolución de oro

El efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución de oro en las soluciones de tiosulfato esta dado en la tabla 7.

Tabla 7. Efectos de la temperatura sobre la disolución de oro

T(C°)		20	30	35	40	50
i_{corr} ($\mu\text{A}/\text{cm}^2$)	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0, [\text{NH}_3]_{\text{r}} = 0$	8.33	10.80	13.33	18.89	22.87
	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0.01 \text{ mol/L}$ $[\text{NH}_3]_{\text{r}} = 0.5 \text{ mol/L}$	50.11	63.64	67.36	75.15	80.67

De acuerdo a Arrhenius, la relación entre la energía de activación (E), la temperatura (T), y la velocidad de disolución (i_{corr}) esta dada por:

$$\ln i_{\text{corr}} = k - E/R \cdot 1/T$$

Un gráfico de los datos de la tabla 7 de acuerdo a la relación de Arrhenius es mostrado en la figura 9. la energía de activación aparente de la disolución de oro fue calculada de la pendiente de la línea recta como sigue:

Cuando $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0, [\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0, E = 27.99 \text{ KJ/mol}$

Cuando $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0,01 \text{ mol/L}, [\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0,5 \text{ mol/L}, E = 15.54 \text{ KJ/mol}$

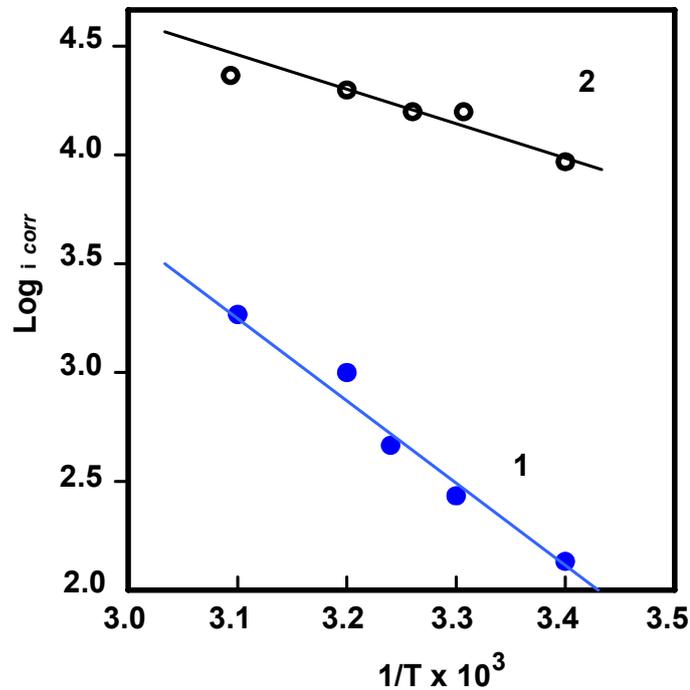


Figura 9. Efecto de la temperatura sobre velocidad de disolución del oro

1 - $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0$, $[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0$

2 - $[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}] = 0,01 \text{ mol/L}$,

$[\text{NH}_3]_{\text{T}} = 0,5 \text{ mol/L}$

La energía de activación de la disolución es reducida de 27.99 KJ/mol a 15.54 KJ/mol en la presencia de 0.01 mol/L $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de amoníaco.

Este resultado indica que el proceso de control es cambiado en presencia de ion cúprico y amoníaco. El proceso de disolución es controlado tanto por reacción química como por difusión y es drásticamente afectado por la temperatura; pero, en presencia de iones cúpricos y amoníaco la difusión es limitante de la velocidad y afectada sólo ligeramente por la temperatura. Este

resultado provee una base teórica para la lixiviación de oro con tiosulfato de amonio a temperatura y presión ambiente. Explicaciones adicionales han sido hechas de acuerdo a la relación de Arrhenius tal como sigue:

1. En ausencia de iones cúpricos y amoniaco la energía de activación de disolución de oro es 27.99 KJ/mol, por tanto la fórmula de Arrhenius se convierte en:

$$K = A \exp\left(\frac{-27990}{RT}\right) \quad (6)$$

Si la temperatura de lixiviación se incrementa de 298K (25°C) a 323K (50°C), el incremento proporcional en la velocidad de disolución de oro es:

$$\frac{K_{323}}{K_{298}} = \exp\frac{27900}{8.314}\left(\frac{1}{298} - \frac{1}{323}\right) = \frac{2.4}{1} \quad (7)$$

2. La energía de activación de la disolución de oro es 15.54 KJ/mol en la solución conteniendo 0.01 mol/L del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de amoniaco total. En ese caso la relación de Arrhenius es:

$$K^1 = A \exp\frac{-15540}{RT} \quad (8)$$

Para este caso el incremento la velocidad de disolución es:

$$\frac{K^1_{298}}{K_{298}} = \exp\frac{1}{8.314 \times 298} \times (27990 - 15540) = \frac{152.2}{1} \quad (9)$$

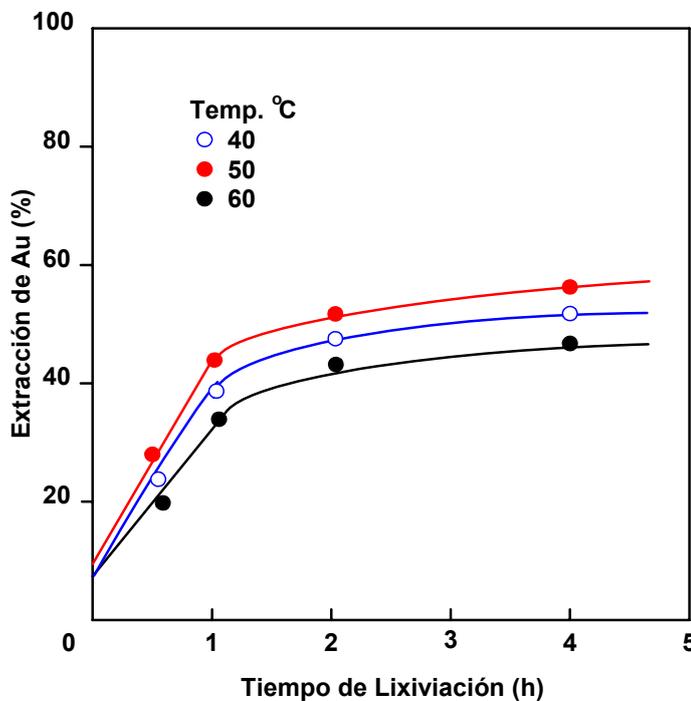
Como resultado de la adición del ion cúprico y amoniaco a una temperatura de 298K (25°C). Esto es que el efecto del ion cúprico y

amoniaco como “catalizadores” es mucho más grande que el de la temperatura.

3. En la solución que contiene 0.01mol/L de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y 0.5 mol/L de NH_3 para un incremento en la temperatura de lixiviación de 298K (25°C) a 323K (50°C) el correspondiente incremento en la velocidad de disolución es:

$$\frac{K^1_{323}}{K^1_{298}} = \exp \frac{15540}{8.314} \times \left(\frac{1}{298} - \frac{1}{323} \right) = \frac{1.6}{1} \quad (10)$$

Esto revela que el efecto de la temperatura se hace insignificante debido a la disminución de la energía de activación en la presencia de iones cúpricos y amoniaco. Ver el efecto de la temperatura :

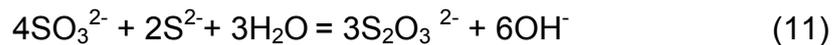


Temp. (C)	Tiempo de Lixiviación(h)	Extracción de Au (%)
40	0.5	22.5
	1.0	37.0
	2.0	44.0
	4.0	49.0
50	0.5	28.0
	1.0	43.0
	2.0	50.0
	4.0	54.0
60	0.6	19.5
	1.0	32.5
	2.0	41.0
	4.0	42.5

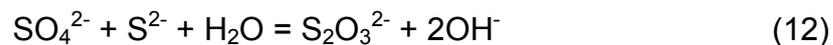
Figura10. Efectos de la temperatura sobre la velocidad de lixiviación del oro (0.4% Cu^{2+} , pH= 10)

3.2.5 Efecto del sulfito

Kerley (1981, 1983) sugirió la adición de iones sulfito a las soluciones de tiosulfato amoniacal para estabilizar los iones tiosulfato de acuerdo a la siguiente reacción:



Hu y Gong (1991, 1992) probaron reemplazando sulfito con sulfato durante la extracción de oro con tiosulfato de amonio. Ellos encontraron que la pérdida de tiosulfato podía ser reducida añadiendo sulfato al sistema a la par que se incrementaba la extracción de oro. La reacción estabilizante es tal vez la siguiente:



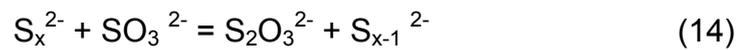
Cinética y Pasivación del Oro

De acuerdo a Gallagher y sus colaboradores (1989), la cinética de reacción relativa de oro con los varios lixiviantes van en el siguiente orden: Cianuro > Tiourea > Tiocianato > Tiosulfato. Basado en mediciones electroquímicas, ellos postularon que la disolución del oro era difícil en soluciones de tiosulfato y tiourea. Ter-Arakelyan et al (1984) también encontró que el uso del tiosulfato de sodio como lixivante para disolver oro era dificultado por su oxidación durante el proceso de lixiviación por la formación de una capa aislante sobre la superficie de oro generalmente de azufre coloidal. Ha sido mostrado que el azufre libre, puede ser efectivamente enlazado por el sulfito de sodio.

La reacción es tal vez como sigue:



Los polisulfuros reaccionan similarmente:



La presencia del catalizador cobre aumenta grandemente las velocidades de disolución de oro y plata como ha sido demostrado por casi todos los estudios de lixiviación. Varios métodos han sido considerados con la finalidad de acelerar más la reacción de lixiviación.

Bajas concentraciones de tiosulfato fueron probados en un intento de minimizar los costos de producción. Grandes tiempos de reacción pueden ser requeridos en estos casos, especialmente cuando los contenidos de oro y plata del mineral son bajos. Conforme los tiempos de reacción se incrementan, las pérdidas de reactivo aumentan en la misma forma. Exceso de amoníaco y/o temperaturas elevadas son a menudo utilizadas para acortar el tiempo de lixiviación. Altas temperaturas aceleran no sólo la disolución de metales preciosos sino también la descomposición de tiosulfatos y la aparición de amoníaco.

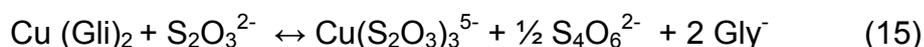
3.2.6 Efecto de la glicina

Uso de la glicina en las soluciones de lixiviación

La glicina ($\text{NH}_2\text{CH}_2\text{COOH}$) en asociación con iones Cu(II) forma un complejo neutro con dos ligantes, Cu(Gli)_2 , que es más estable que el complejo $\text{Cu(NH}_3)_4^{2+}$; en otras palabras, el Cu(Gli)_2 predomina sobre el $\text{Cu(NH}_3)_4^{2+}$.

cuando la solución contiene pocas cantidades de glicina. Los iones Cu (I) no son afectados por la glicina y los iones cuprosos permanecen como complejo $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{5-}$. El complejo de oro, $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$, también permanece inmodificable cuando la glicina es añadida a la soluciones de lixiviación con tiosulfato.

La reacción (15) es favorecida termodinámicamente, lo que significa que el tiosulfato puede ser oxidado por $\text{Cu}(\text{Gli})_2$ pero el valor muy bajo de su constante de equilibrio ($K=10^{0.38}$) indica que la oxidación del tiosulfato por el $\text{Cu}(\text{Gli})_2$ es menos favorecida que la oxidación de tiosulfato por el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$.



En soluciones que contienen amoníaco, tiosulfato y glicina, el tipo de complejo de cobre depende de la concentración de estos agentes acomplejantes. Sin embargo, con la adición de muy pequeñas cantidades de glicina el complejo $\text{Cu}(\text{Gli})_2$ se vuelve mas estable y muy pequeñas cantidades de las especies $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_y^{(2y-1)-}$ y $\text{Cu}(\text{NH}_3)_x^{2+}$ pueden ser encontradas. La evidencia fue encontrada y se demostró que estos tipos de soluciones se comportan de manera similar a la de las soluciones sin glicina en el proceso de lixiviación de oro.

Soluciones que contienen amoníaco, tiosulfato y glicina fueron usadas para lixiviar oro. Tres diferentes minerales fueron usados, y el oro fue obtenido con razonable eficiencias de extracción -comparable a aquellas obtenidas por el método de cianuración-. El reemplazo de la mayor parte de amoníaco en las soluciones de lixiviación de oro con pequeñas cantidades de glicina (0.06M.) permite obtener valores de recuperación de oro similares a las obtenidas a través del proceso del tiosulfato convencional, y el balance de amoníaco muestra una disminución en pérdidas. El sistema parece ser prometedor puesto que el consumo tanto de tiosulfato como de amoníaco podría ser disminuido y manteniendo la capacidad oxidativa de la solución en la dirección del oro.

En el proceso de intercambio iónico, el complejo $\text{Cu}(\text{Gly})_2$ no es fijado en las resinas fuertes de intercambio aniónico y el oro puede ser extraído mas eficientemente.

En vista de los resultados obtenidos, el uso de la glicina en el proceso de lixiviación de oro es una muy interesante alternativa para resolver los problemas corrientes en el proceso del tiosulfato de amonio, pero necesita evaluaciones más profundas.

3.3 Estabilidad de la solución de tiosulfato

3.3.1 Estabilidad de las especies

Los iones tiosulfato son metaestables y tienden a descomponerse en soluciones acuosas. Entre los numerosos factores que afectan la estabilidad se tienen: (a) la pureza del agua; (b) la concentración de tiosulfato; (c) pH; (d) la presencia de ciertos metales y aleaciones; (e) la presencia de ciertos metales y bacterias de azufre; y (f) la exposición de luz ultravioleta (Dhawale, 1993). Vale la pena mencionar aquí que las soluciones diluidas de tiosulfato (0,01 M o más bajas) se descomponen más rápidamente que las soluciones concentradas (0,1 M o más altas) (Kolthoff, 1969). Como se mencionó previamente, la temperatura también cambia la estabilidad del sistema provocando descomposición siendo facilitada a más altas temperaturas. Así, altas temperaturas pueden hacer al sistema de tiosulfato amoniacal antieconómico e inaceptable.

Puesto que los iones de cobre en solución pueden actuar tanto como oxidantes como reductores y así causar la degradación del tiosulfato, es importante para mantener el sistema a potenciales apropiados.

El tiosulfato está localizado en un estrecho campo de estabilidad en la región de pH neutro a básico como aparece en la Figura 11:

Para mantener el tiosulfato en solución a condiciones ambientales, la solución tendría que ser mantenida dentro de esta región. La termodinámica predice que el tiosulfato no es estable y tiende a descomponerse para producir más especies estables; pero la cinética de la reacción de descomposición es muy lenta de modo que para aplicaciones prácticas, el tiosulfato es considerado un compuesto estable.

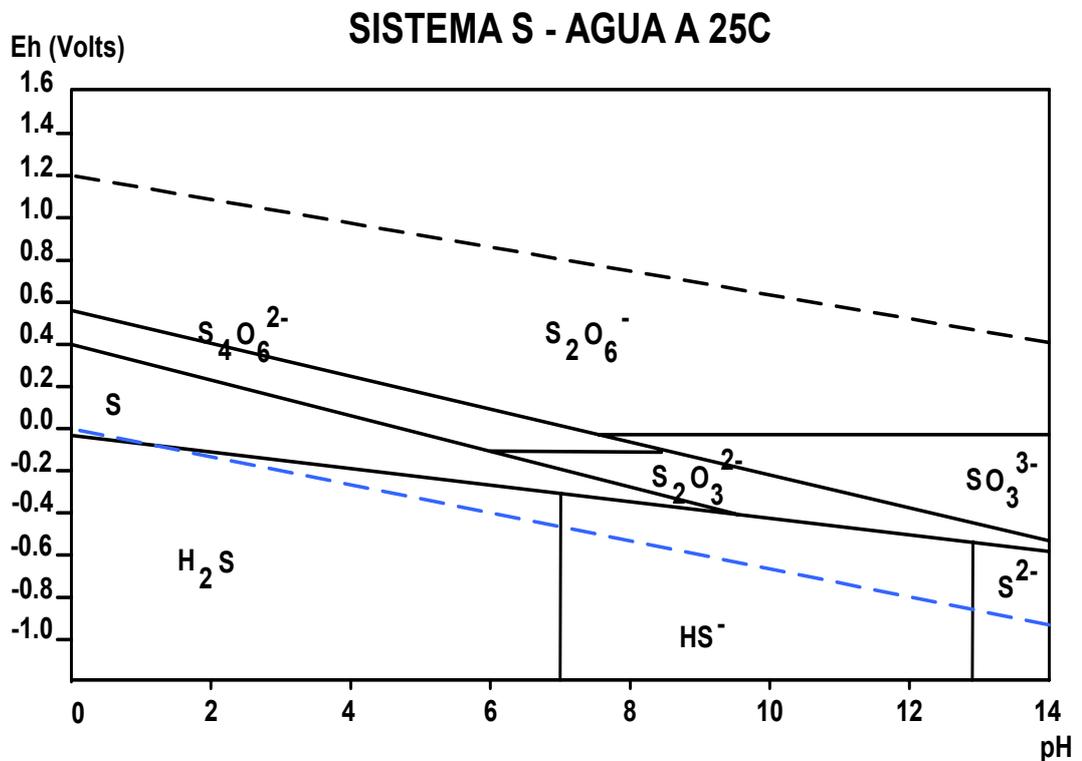


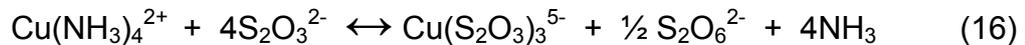
Figura 11. Eh- pH para el sistema metaestable S- H₂O, [especies azufre] = 1.0M

El tiosulfato es oxidado a tetrionato dentro de los rangos de pH 4 a 6; por lo demás, el tiosulfato se oxida a otras especies tales como el $S_2O_6^-$ o SO_3^{3-} .

En la presencia de cobre y amoníaco, sin embargo, algo de tiosulfato se oxida a tetrionato a pH 8 – 10 (Aylmore 2001).

En las soluciones de lixiviación con tiosulfato, la presencia de cobre es importante, no solamente porque actúa como el oxidante, si no porque también aumenta significativamente la reacción de oxidación de oro (Breuer y Jeffrey 2003). Las soluciones son alcalinas con el fin de evitar la descomposición del tiosulfato; la adición de amoníaco es requerida para estabilizar el Cu(II) así como el complejo $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$. Los iones Cu(I) son estabilizados por el tiosulfato para formar tiosulfato de cobre $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$.

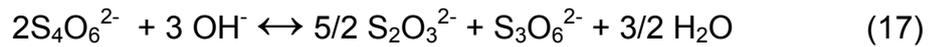
El tiosulfato es oxidado por el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ para formar tetratiónato, $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$, de acuerdo a la siguiente reacción:



La constante de equilibrio para esta reacción es $K = 10^{4.28}$; así la oxidación del tiosulfato es termodinámicamente favorable. La oxidación del $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ por los iones Cu(II) es extremadamente rápida en soluciones. En la presencia del NH_3 la reacción es mucho más lenta y su velocidad depende de la concentración de NH_3 (Byerley et. al. 1973). Las velocidades de la oxidación del tiosulfato y de la reducción de Cu (II) son significativamente más rápidas en presencia de oxígeno.

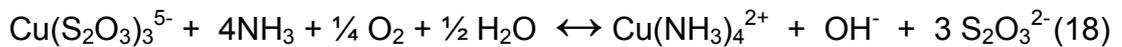
La ecuación 16 indica que 4 moles de $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ son consumidas por una mol de Cu (II) con producción de $\frac{1}{2}$ mol $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$. Los iones $\text{S}_4\text{O}_6^{2-}$ sufren una

posterior desproporción a $\text{S}_3\text{O}_6^{2-}$ y $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$; la reacción es altamente catalizada por la presencia de tiosulfato, y puede ser representada por la ecuación 17.



Esto sugiere que aproximadamente 60% de los iones $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ inicialmente oxidados por el Cu(II) serán regenerados a $\text{S}_2\text{O}_3^{2-}$ (Byerley et. al. 1973).

El oxígeno es la última fuente de oxidación de tiosulfato puesto que los iones Cu(I) son reoxidados a Cu(II) por el efecto del oxígeno disuelto de acuerdo a la siguiente reacción.



Se debe notar que cualquier factor que acelere el transporte de oxígeno, o catalice la reducción de oxígeno, incrementará la velocidad de descomposición del tiosulfato, y que cualquier acción que limite la reducción de oxígeno puede también afectar la reacción de lixiviación de oro (Li y Miller 1996).

La oxidación del tiosulfato sólo generada por el oxígeno es conocida por ser muy baja; pero, en la presencia de cobre y oxígeno, la oxidación de tiosulfato ocurre fácilmente. El oxígeno favorece que la reacción 16. La desaparición de las especies $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y la velocidad de oxidación del

tiosulfato se incrementa cuando una solución de tiosulfato-amoniaco-cobre es esparcida con aire u oxígeno puro (Breuer y Jeffrey 2003).

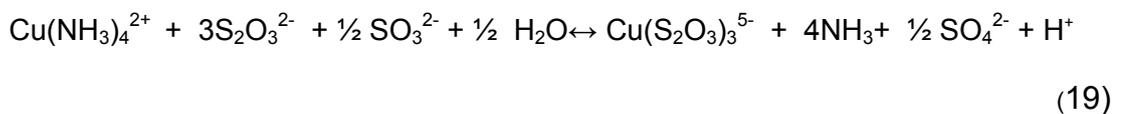
Se cree que la oxidación del tiosulfato es controlada por la combinación de efectos de las reacciones 16 y 18. Es evidente que la reacción 16 trabaja rápido, produciendo oxidación de tiosulfato, la formación del $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3^{5-}$, la desaparición de las especies $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$. El oxígeno en solución (naturalmente disuelta o introducido por insuflado) conlleva la formación rápida de los iones $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$; estos iones, a la vez, producen la continuidad de la reacción 16.

La velocidad de oxidación del tiosulfato por los iones $\text{Cu}(\text{II})$ se eleva con el incremento de las concentraciones del tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2003). En términos de la lixiviación de oro, debería haber un compromiso entre cinéticas de lixiviación rápidas, (lo cual es alcanzado a altas concentraciones de tiosulfato) y el consumo alto de tiosulfato. Un valor adecuado parecería ser el que es alrededor de 0.1M de tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2000).

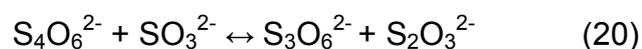
Incrementando la concentración de NH_3 se reduce la velocidad de oxidación de tiosulfato. Altas concentraciones de NH_3 estabilizan el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y de aquí que disminuye su acción oxidante sobre el tiosulfato- una adecuada concentración de NH_3 sería alrededor de 0.4 M (Breuer y Jeffrey 2003).

La oxidación del tiosulfato es también más rápida a bajo pH (alrededor de 8). Puesto que el pH afecta el equilibrio $\text{NH}_3/\text{NH}_4^+$, a bajos valores de pH la concentración de NH_3 es baja; así, la estabilidad del $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ disminuye (Breuer y Jeffrey 2000).

Para evitar la oxidación del tiosulfato, varios autores (Kerley 1981; Pérez y Galaviz 1987; Ziperian y Raghavan 1988) propusieron la adición de sulfito, SO_3^{2-} , (un reductor) para lixiviar soluciones. Manteniendo un nivel de 0.05% (0.004 M), el sulfito estabilizó el tiosulfato (Kerley 1983). El efecto protector de las adiciones de sulfito es producido por la siguiente reacción:

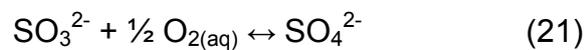


La reacción es termodinámicamente favorable ($K = 10^{6.51}$), lo cual significa que el $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ preferentemente oxida el sulfito sobre el tiosulfato. Cuando esta reacción es cinéticamente preferida sobre la oxidación del tiosulfato, el sulfito puede mejorar la estabilidad del tiosulfato. Un beneficioso efecto adicional del sulfito es sobre la aceleración de la descomposición de tetratiónato para regenerar el tiosulfato parcialmente, de acuerdo a la siguiente ecuación (Kolthoff 1957).



Sin embargo, el sulfito produce efectos negativos en las soluciones de lixiviación:

- Disminuye la concentración de iones de $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ y así afecta negativamente la velocidad de lixiviación del oro.
- Hay un consumo rápido de oxígeno por el sulfito (Lancia 1997), de acuerdo a la ecuación 21.



Termodinámicamente, la reacción 21 es altamente favorable ($K=10^{48.08}$).

Con la ausencia de oxígeno en la solución el potencial decrece; también, la ocurrencia de la reacción 18 es restringida; esto es, la formación de iones $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$ es limitada.

Cuando el Cu(II) es acomplejado a varios ligantes tales como la etilendiamina $\text{C}_2\text{H}_8\text{N}_2$ (EDTA), glicina $\text{C}_2\text{H}_5\text{NO}_2$, y EDTA $\text{C}_{10}\text{H}_{16}\text{O}_8\text{N}_2$, ninguna disminución ya sea en concentración de tiosulfato o de Cu(II) es observada. Esto sugiere que estos ligantes forman un complejo muy fuerte con el Cu(II), lo que detiene cualquier reducción de Cu(II) y por esto la oxidación de tiosulfato (Breuer y Jeffrey 2003, Brown et. al. 2003). Aparentemente estos ligantes no afectan el proceso de lixiviación de oro; y por lo tanto el Cu mantiene su efecto oxidante sobre el oro.

En presencia de sulfuros metálicos tales como FeS_2 , ZnS , CuFeS_2 , FeS , FeAsS , PbS y Cu_2S , la descomposición de tiosulfato es acelerada. La presencia de Cu_2S tiene el mayor efecto sobre la descomposición del tiosulfato, explicado por las cantidades de cobre que aparecen desde el Cu_2S lo que acelera la descomposición. Tanto el azufre como el sulfuro son obtenidos por la descomposición de tiosulfato en soluciones alcalinas con estos sulfuros metálicos. Se espera que los sulfuros metálicos catalicen la descomposición de tiosulfato debido a su fuerte afinidad por las especies de azufre y su propiedades semiconductoras (Feng y Van Deventer 2003).

Se observan en un experimento de intercambio iónico para el cobre que los factores a tomar en cuenta relacionados con la estabilidad del sistema son: la composición de la solución, el pH, y el potencial de solución que es probablemente la variable más importante en las soluciones de lixiviación. El potencial de solución es influenciado por varios factores que son analizados en detalle en el siguiente acápite.

3.3.2. El potencial de solución

El potencial de solución es un parámetro importante porque es la fuerza conductora causante de la disolución del oro metálico; también, el potencial de solución es considerado el principal factor que causa la oxidación de tiosulfato (Michel 2000).

Es bien aceptado por observación experimental que, con valores de bajo potencial, los sulfuros de cobre precipitan (Michel 2000; Wan 2003).

El potencial de solución juega un rol importante en las soluciones cobre-amoniaco-tiosulfato. En valores de bajo potencial, los sulfuros metálicos podrían precipitar desde las soluciones. El oxígeno contribuye grandemente a incrementar el potencial de solución; por tanto, las soluciones de lixiviación deberían ser aireadas adecuadamente.

4. Recuperación de metales preciosos desde soluciones de tiosulfato de amonio

Poco trabajo ha sido realizado en la investigación de la recuperación de oro desde soluciones de tiosulfato de amonio. En general, los métodos de precipitación han sido considerados para soluciones de lixiviación clarificadas; mientras carbón y resinas han sido considerados para la adsorción desde pulpas.

Enumerando los métodos de recuperación tenemos: (1) Cementación con zinc, cobre, aluminio o hierro; (2) adsorción con carbón activado (3) intercambio iónico con resinas. (4) reducción-precipitación con borohidruro de sodio, hidrogeno; y (5) otras opciones de recuperación.

4.1 Recuperación vía cementación

La recuperación de oro desde soluciones de tiosulfato por cementación usando zinc, cobre, aluminio, y hierro fue propuesto por Kerley (1981, 1983), Pérez y Galaviz (1987), Bjerre y Sorensen (1989), Hu y Gong (1988), y Wan et al (1994).

El zinc es el tradicional reductor usado en el proceso Merrill Crowe y este puede ser usado para cementar oro desde soluciones de tiosulfato amoniacal.

Genik-Sas-Berezowsky, Navarro, Álvarez, Vargas, Alguacil y otros en 1978, 2003, usaron polvo de zinc, la reacción de precipitación es bastante influenciada por variables como: pH, concentración de tiosulfato, presencia de Cu (II) y Zn (II) en la solución acuosa, y menos dependiente de otras variables como: temperatura y cantidad inicial de polvo de zinc usado en el proceso de cementación. En forma general este proceso parece estar controlado por difusión, favoreciéndose cuando la relación molar $[\text{NH}_3] / [\text{S}_2\text{O}_3^{2-}]$ en solución se incrementa.

Sin embargo, algunos problemas asociados con el uso de zinc han sido reportados (Hu y Gong (1988)). Una gran porción de zinc añadido es consumido por los iones cobre en solución ocasionando por tanto muy altos consumos de zinc. Los sulfuros son producidos junto con el oro, haciendo

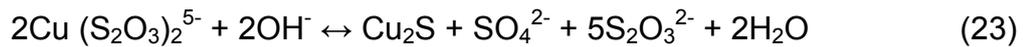
así el tratamiento posterior más dificultoso. Además fue reportado que el zinc en solución inhibió la lixiviación del oro y tuvo que ser removido antes que la solución fue reciclada al circuito de lixiviación.

Especial cuidado debe tenerse con el cobre con el fin de cementar efectivamente el oro desde soluciones de tiosulfato de amonio.

Usando cobre finamente dividido (Pérez y Garaviz, 1987) algunos resultados de pruebas electroquímicas realizadas concluyen que a bajos sobrepotenciales, menores cantidades de cobre y plata en la superficie de oro favorecen la reducción de oro (I) a oro metálico. De otro lado, la pasivación de la superficie es observada a altos sobrepotenciales. La pasivación fue atribuida a la formación de sulfuros de cobre o plata en la superficie del electrodo. El pH de la solución debe ser mantenido en 9.5 para alcanzar la estabilidad del complejo tiosulfato de oro durante la etapa de lixiviación. Si embargo en la cementación se encontró que era mas eficiente cuando el pH tenía el rango de 7.5 a 8. Se recomendó una combinación de reactivos de 1M $\text{NH}_4^+ / \text{NH}_3$, 0.4 M de $\text{SO}_2\text{O}_3^{2-}$, 0.01M de Cu^{2+} y 5×10^{-5} M. de Au^+ a pH 9.5 como el óptimo para la cementacion de oro usando cobre en polvo. Las reacciones del tiosulfato de oro con un sustrato de cobre en la solución tiosulfatada ocurre de acuerdo a la siguiente estequiometría:

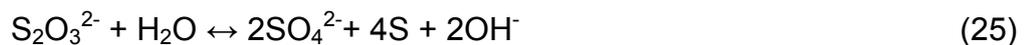
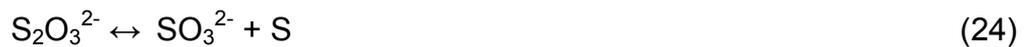


La energía libre standard asociada con esta reacción a 25°C es de -42 kJmol⁻¹. Una posible reacción de degradación involucrando el complejo Cu(I)-tiosulfato es:



La energía libre standard de la reacción (2) es -163.2 kJmol⁻¹.

Adicionalmente, el tiosulfato sufre desproporción de acuerdo a las siguientes reacciones:



Como una regla general, a más rápida velocidad de reacción más corta la etapa inicial de cementación. El coeficiente de difusión del oro en la solución tiosulfatada fue calculado en $4.41 \times 10^{-6} \text{ cm}^2\text{s}^{-1}$.

La mejor alternativa, de acuerdo con Hu y Gong (1988), es usar hierro en polvo. Esta sugerencia también tiene problemas, por ejemplo, una cantidad significativa de pérdida de amoníaco durante la cementación ha sido reportada.

Utilizar aluminio finamente dividido (Kerley, Jr.; Bernard. J.; 1983) es también otra opción de cementación que no ha tenido grandes resultados.

Como se puede apreciar, hay aun regular incertidumbre respecto a la química de cementación y mecanismo de reacción.

4.2 Recuperación vía adsorción con carbón activado

Como lo puntualizó Gallagher et al. (1989-1990) el carbón activado tiene una muy baja afinidad por las especies de tiosulfato de oro. Hu y Gong (1988) también encontraron que el carbón activado y la espuma de poliuretano no podían ser utilizados para recuperar oro desde solución de tiosulfato. Lulham y Lindsay (1991) reportaron que el anión complejo del oro podía ser adsorbido desde una solución de tiosulfato por el carbón o la resina después de añadir una pequeña cantidad de cianuro al sistema.

4.3 Recuperación vía intercambio iónico con resinas

La tecnología del intercambio iónico no puede ser usada para recuperar metales preciosos efectivamente desde soluciones lixiviadas de tiosulfato. Generalmente las soluciones de tiosulfato son un efectivo eluante para la disolución de oro desde resinas cargadas. El oro y la plata pueden ser adsorbidos sobre resinas aniónicas solo a muy diluidas concentraciones de tiosulfato. Como lo reportado por Eastman Kodak Company (Mina 1980; Degenkolb y Seaberg, 1977), se usan resinas aniónicas IRA -400 e IRA-68 para la recuperación de plata desde soluciones de lavado de tiosulfato.

Ha sido demostrado en diferentes trabajos, (Thomas y otros en 1998); (Nicol, 2001), (Fleming y otros 2002), y (Zhang 2002), que resinas aniónicas pueden intercambiar el anion $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$ desde soluciones tiosulfatadas. Resinas de intercambio iónico disponibles comercialmente son efectivas para la recuperación de oro desde licores y pulpas lixiviados con tiosulfato. Las resinas de base fuerte son superiores que las resinas de base débil ya que las primeras tienen una mayor capacidad. Esto es porque las resinas de base débil generalmente requieren un pH menor a 8 y no tienen la misma capacidad como las resinas fuertes. La carga de las resinas de base fuerte varían entre 50 a 85 gr/L de oro mientras que para las resinas de base débil varia de 8 a 20 gr/L, (Nicol, 2001).

La elusión de cobre desde las resinas pudo ser realizada con una solución compuesta por 2 M de Na_2SO_3 y 1M de NH_3 . Bajo estas condiciones, casi todo el cobre de la resina es eluído muy rápido. En contraste, la elusión de oro es relativamente lenta. El oro pudo ser eluído usando una solución de KSCN o una solución de Na_2SO_3 - NH_3 (Zhang, 2002).

En conclusión respecto al uso de resinas podemos afirmar que el oro puede ser recuperado usando resinas de base fuerte. La cantidad de oro cargado sobre la resina en un proceso batch es una función de la concentración de oro en la solución, cantidad de resina volumen de la solución, cobre y la concentración de iones competidores en solución.

La concentración del tiosulfato en solución de lixiviación tiene influencia en las cargas de oro sobre resinas; en contraste, la concentración de amoníaco en soluciones no tiene influencia sobre las cargas de oro.

El oro parece ser cargado sobre la resina con preferencia a los complejos tiosulfato-cobre y también por sobre los iones de tiosulfato.

La velocidad de adsorción de oro puede ser comparada favorablemente con la del carbón activado en el sistema oro-cianuro. De las condiciones experimentales probadas las condiciones de equilibrio para la adsorción de oro son alcanzadas en aproximadamente 10 horas.

Los iones politionato compiten fuertemente por los sitios de resina con los complejos tiosulfato de oro y cobre. Esto causa reducción en las recuperaciones de oro y cobre de las soluciones de lixiviación. Aún más, los politionatos son producidos en soluciones de lixiviación cuando el tiosulfato es oxidado por la acción tanto del cobre como del oxígeno.

El equilibrio $\text{Cu}^{2+} / \text{Cu}^{+}$ muy importante en el proceso de intercambio iónico. Los factores que influyen en tal equilibrio son entre otros, la concentración de amoníaco, el pH, el potencial de solución, la concentración de tiosulfato, etc. Ellos deben ser fuertemente considerados en estudios adicionales para el proceso de intercambio iónico en soluciones de tiosulfato de oro.

4.4. Recuperación vía reducción

Awadalla y Ritcey (1990, 1991, 1993) examinaron la recuperación de oro desde soluciones de tiourea, tiocianato y tiosulfato por reducción-precipitación con una forma estabilizada de borohidruro de sodio (NaBH_4). A pH 6.0, cuando la relación NaBH_4/Au era > 0.625 , reducción casi completa de oro podía alcanzarse en 2 horas.

Un proceso ha sido patentado para la recuperación de oro contactando soluciones de tiosulfato cargadas de oro con hidrógeno (Deschenes y Ritcey, 1988). Esto se lograba rociando o presurizando soluciones de tiosulfato de oro con hidrógeno (Kerley, 1981).

También fue probada la adición de solución de sulfuro (Deschenes y Ritcey, 1990) también fue probada para recuperación de oro vía reducción.

En general, estas técnicas no son tan efectivas ya que son poco selectivas y tienden a precipitar la mayoría de los metales de la solución así que impiden el reciclado del licor de lixiviación.

2.5.4.5 Otras opciones de recuperación

Recuperación con extracción por solventes

Ha sido reportado el uso de el tributilsulfato, (Zhao y otros 1997) y aminas primarias, secundarias y terciarias (Zhao y otros 1998) para la extracción del oro desde soluciones tiosulfatadas.

Recuperación vía Electrowinning

La recuperación de iones metálicos de la solución aplicando corriente directa es conocida como electrowinning. Los iones aurotiosulfato en la solución migrarán al cátodo y forman un depósito metálico (Abrúcese y otros, 1995; McPartland y Bautista, 1999; Woollacott y Eric, 1994). El electrowinning es especialmente problemático en presencia de exceso de cationes no deseados (por ejemplo Cu (I) y Cu (II)) ya que pueden contaminar el producto metálico. Esto resulta en un producto devaluado requiriendo purificación adicional. Reacciones colaterales involucrando la oxidación o reducción de tiosulfato pueden también interferir (Aylmore, 2001). Esto disminuye la eficiencia de electrowinning ya que incrementan la energía de entrada requerida para recuperar los metales deseados desde la solución. Debido a los abundantes iones tiosulfato y cobre en estos licores, el electrowinning no parece ser una opción viable.

La investigación en la recuperación de metales preciosos desde soluciones de tiosulfato amoniacal es limitada comparada a los numerosos estudios de lixiviación. Parece ser que la cementación es el método más simple y más

confiable para usar a escala industrial seguido por el intercambio iónico usando resinas.

4.6 Dosificación y costos

Comparando los costos unitarios de los reactivos lixiviantes, el tiosulfato de amonio es lejos más barato que el cianuro de sodio (US\$ 0.13/ gr y US\$1.80). Consecuentemente, con un similar o aún más alto consumo del lixiviante, la aplicación del tiosulfato para la recuperación de oro podría ser económica y competitiva comparada con la cianuración, aunque habría que analizar el sistema completo para determinar si realmente es más económico que el convencional.

Dosis de los reactivos en el proceso con tiosulfato

Existe gran divergencia existe entre los investigadores del proceso del tiosulfato para lixiviación del oro con respecto a las condiciones adecuadas para el proceso. Sin embargo, después de profundos estudios en el proceso Molleman, Dreisinger (2002) sugirieron que la lixiviación de oro preferentemente debía ser realizada a:

- Bajas concentraciones de tiosulfato, en el rango de 0.1 a 0.2 M.
- Una relación Amonio-tiosulfato de 1 – 2.
- Concentraciones de cobre en el rango de 50 a 100 ppm.
- Un pH alcalino, preferentemente 9- 10.
- Desde temperatura ambiente a 50°C.

RECOMENDACIONES Y CONCLUSIONES

El proceso con tiosulfato de amonio es un método prometedor para la recuperación de metales preciosos de menas auríferas difíciles de tratar. Puesto que el carbón activado no adsorbe los complejos de tiosulfato de metales preciosos, el tratamiento directo de minerales carbonáceos es posible. Además, el tiosulfato puede reaccionar con sulfuros para liberar oro y plata. En estos casos, igual o mejor recuperación puede ser alcanzada que aquella posible por cianuración convencional.

Existe una tendencia, la relación más alta de concentración de tiosulfato a amoníaco resulta en una más alta recuperación de cobre y plata. Sin embargo las recuperaciones de oro parecen incrementarse cuando se da una relación de concentración más alta de amoníaco a tiosulfato a costa de la disolución de plata y cobre. Se propone realizar más pruebas sobre esto último.

El incremento de temperatura incrementa la cinética de lixiviación significativamente.

Un número de investigadores ha reportado que las condiciones óptimas de lixiviación tienden a ser específicas para el mineral, sugiriendo dificultades obvias en operaciones continuas con alimentación variable. Muchos estudios en esta área han alcanzado una buena recuperación del metal y altas

velocidades de lixiviación, pero a expensas de condiciones de lixiviación y de adiciones de reactivo no realistas.

Un nuevo enfoque a la lixiviación con tiosulfato ha sido recientemente desarrollado por Zhang et al (2005). El nuevo sistema de lixiviación consiste en una solución de tiosulfato que contiene una pequeña cantidad de tiourea para mejorar la reacción media de oxidación de oro y el complejo EDTA férrico como oxidante. Mientras el complejo EDTA férrico es efectivo en la oxidación de oro, este no parece oxidar significativamente al tiosulfato (a diferencia del cobre (II)). Adicionalmente el complejo EDTA ferroso es rápidamente reoxidado a complejo férrico por el oxígeno disuelto. El proceso elimina cobre y amoníaco. Resultados a la fecha en muestras de mineral oxidado demuestran que el proceso es más fuerte que el sistema tiosulfato/cobre/amoniaco, y con reducido consumo de tiosulfato.

La recuperación de oro de soluciones lixiviadas con tiosulfato fue discutida por Wan, Le Vier y Miller (1993). Los procesos discutidos reportados en el artículo técnico incluyeron:

- Cementación sobre cobre- regularmente efectiva pero costosa.
- Cementación sobre zinc- regularmente efectiva pero zinc adicional es consumido por la cementación del cobre también presente en el licor de lixiviación.

- Adsorción sobre carbón activado- se encontró que el carbón adsorbía oro débilmente de soluciones de tiosulfato, pero mejoró añadiendo cianuro.
- Intercambio iónico – es tal vez el método de recuperación con mayores posibilidades de aplicación industrial.

Un trabajo más reciente usando resinas de intercambio iónico realizado por O'Malley (2002) y Nicol y O'Malley (2001) demostró que el tiosulfato de oro podría ser recuperado de soluciones de tiosulfato con resinas de naturaleza fuerte, aunque los cargados de oro fueron seriamente degradados en presencia de tri y tetracionatos. Un simple proceso de elusión fue desarrollado por los autores involucrando la remoción de cobre con un eluante amoniacal, seguido por la remoción de oro con una solución de nitrato de potasio.

.La cementación y el intercambio iónico con resinas parecen ser las mejores alternativas para la recuperación de metales preciosos en solución.

Muchos problemas necesitan ser resueltos antes que el proceso con tiosulfato de amonio pueda ser usado exitosamente en la industria. Es necesario el conocimiento más detallado de la química de lixiviación

La lixiviación con tiosulfato de amonio es lenta, aunque la presencia de iones cobre en solución acelera la disolución de metales preciosos.

El tiosulfato no es estable termodinámicamente y la descomposición del ligante no sólo incrementa el costo de operación sino también conduce a la deposición de sulfuros, lo cual puede causar una pérdida en la recuperación del metal precioso.

El efecto de oxidación del cobre se incrementa grandemente con las presencia de oxígeno en las soluciones.

Una mezcla de glicina y amoniaco demostró ser efectiva para la lixiviación de oro, además, fueron observadas en pruebas de laboratorio reducciones en el consumo de amoniaco y tiosulfato.

Futuras Investigaciones deben realizarse con el tiosulfato de amonio para:

- Entender los diagramas de fases y las condiciones de control de oxidación de oro y tiosulfato para minimizar la concentración del reactivo y su descomposición..
- Probar adicionar reactivos que mantengan más estable el sistema (ejemplo: glicina, EDTA, etc)
- Entender porqué la extracción del oro varia con los diferentes tipos de minerales.
- Entender el efecto en la extracción y recuperación de plata

- Determinar la influencia del tamaño de partícula en la lixiviación de minerales auríferos.
- Examinar minerales particulares “preg-rob” de oro o cobre, efecto del Eh/pH, u otras causas que originan la precipitación de oro y cobre en solución.
- Examinar medios de remoción o descomposición de politionatos sin afectar al tiosulfato.
- Optimizar la carga de oro y plata en resinas, o modificar la resina para minimizar la adsorción de politionato.
- Examinar el elusión selectiva de cobre y oro desde resinas.
- Examinar métodos alternativos de recuperación de oro desde eluantes.

BIBLIOGRAFÍA

- 1) W. Staunton, G. Wardell-Johnson & K. Barbetti. **Alternative lixivants to cyanide in Gold Processing**. GOLD SHORT COURSE 2005, Calgary Alberta, 2005
- 2) Jiang Tao, Chen Jin and Xu Shi. **A Kinetic Study of Gold Leaching with Thiosulfate**. HYDROMETALLURGY: Fundamentals, Technology and Innovation, China pag.119-126. 1993.
- 3) Jan D. Miller. **Research and Development Activities for the Recovery of Gold from Noncyanide Solutions**. HYDROMETALLURGY: Fundamentals, Technology and Innovation, pag.415-436 USA, 1993.
- 4) P.L. Breuer, M.I. Jeffrey. **The Reduction of Copper (II) and the Oxidation of Thiosulfate and Oxysulfur Anions in Gold Leaching Solutions**. EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 70(2003) 163-173
- 5) Larry A. Cramer. **Recent Trends in Base Metal and Precious Metal Processing**. XXII International Mineral Processing Congress. South Africa, pag. 156-157 2003.
- 6) P. Navarro, R. Alvarez, C. Vargas, F.J. Alguacil. **On the use of Zinc for Gold Cementation from Ammoniacal-Thiosulphate Solutions**. EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING 17(2004) 825-831
- 7) Andrew C. Grosse, W. Dicoski, Matthew J. Shaw, Paul R. Haddad. **Leaching and Recovery of Gold Using Ammoniacal Thiosulfate**

- Leach Liquors (A Review).** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 69(2003) 1-21
- 8) C.A. Fleming, J. McMullen, K.G. Thomas, J.A. Wells. **Recent Advance in the Development of an Alternative to the Cyanidation Process: Thiosulfate Leaching and Resin in Pulp.** Minerals & Metallurgical Processing, Vol.20 N°1. USA, Febrero, 2003.
- 9) Hongguang Zhang, David B. Dreisinger. **The Recovery of Gold from Ammoniacal Thiosulfate Solutions Containing Copper Using Ion Exchange Resin Columns.** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 72(2004) 225-234
- 10) G. Senanayake. **Gold Leaching in Non-Cyanide Lixiviant Systems: Critical Issues on Fundamentals and Applications.** EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING 17(2004) 785-801
- 11) Stephen Gos, Andreas Rubo. **The Relevance of Alternative Lixiviants with Regard to Technical Aspects, Work Safety and Environmental Safety.** SOURCE: Internet www.cyplus.com . 2001.
- 12) D.M. Muir y M.G. Aylmore. **Thiosulphate as an Alternative to Cyanide for Gold Processing-Issues and Impediments.** JOURNAL: Mineral Processing and Extractive Metallurgy (Trans. Inst. Min Metall. C). March, 2004 Vol. 113
- 13) Ke-jun Liu, Atsuchi Shibayama, Wan-Tai Yen, Toyoshisa Fujita. **Gold Leaching by Thiosulfate Solutions and Recovery.** XXII International Mineral Processing Congress. Cape Town, South Africa, October, 2003.

- 14) Pragna Bhakta. **Ammonium Thiosulfate Heap Leaching.** Hydrometallurgy 2003 - Fifth International Conference in Honor of Professor Ian Ritchie. Vol I: Leaching and Solution Purification. Agosto 2003
- 15) Xianwen Dai, Chee Keng Chu, Matthew Jeffrey, Paul Breuer. **A Comparison of Cyanide and Thiosulfate Leaching for the Recovery of Gold From a Copper Containing Ore.** Hydrometallurgy 2003 - Fifth International Conference in Honor of Professor Ian Ritchie Vol.I: Leaching and Solution Purification. Agosto 2003.
- 16) Jun Li; Jan D. Miller, Rong Yu Wan y Marc Le Vier. **The Ammoniacal Thiosulfate System for Precious Metal Recovery.** Proceedings of the XIX International Mineral Processing Congress. 1995
- 17) Xinghul Meng y Kenneth N. Han. **The Dissolution Behavior of Gold In Ammoniacal Solutions.** HYDROMETALLURGY: Fundamentals, Technology and Innovation, pag.205-221 USA, 1993.
- 18) J. Brent Hiskey, Jaeheon. **Kinetics of Gold Cementation on Copper in Ammoniacal Thiosulfate Solutions.** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 69(2003) 45-56
- 19) Ellen Molleman, David Dreisinger. **The Treatment of Copper-Gold Ores by Ammonium Thiosulfate Leaching.** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 66(2002) 1-21
- 20) P. Navarro, C. Vargas, A. Villarroel, F.J. Alguacil. **On the Use of ammoniacal/ammonium thiosulphate for Gold Extraction from a concentrate.** SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 65(2002) 37-42

- 21) Hongguang Zhang, David B. Dreisinger. **The adsorption of gold and copper onto ion-exchange resins from ammoniacal thiosulfate solutions.** EL SEVIER JOURNAL: HYDROMETALLURGY 66(2002) 67-76
- 22) P. Navarro D., A. Villarroel P., Alguacil P. **Lixiviación de Oro con tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado polimetálico.** Jornadas SAM. CONAMET. Setiembre, 2001.
- 23) Edmundo Alfaro, Jean Frenay. **On the Use of Ion Exchange Resins for Adsorption of Gold from Ammoniacal Thiosulfate Solutions.** Pontificia Universidad Católica del Perú – University of Liege. 2002.
- 24) Gamini Senanayake. **Gold Leaching by Thiosulphate Solutions: A Critical Review on Copper (II) - Thiosulphate- Oxygen Interactions.** EL SEVIER JOURNAL: MINERALS ENGINEERING (2005)
- 25) C. van Wensveen y M.J. Nicol. **The Kinetics of the Copper-Catalysed Oxidation of Thiosulphate in Ammoniacal Solutions.** Treatment of Gold Ores 44th. Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug, 2005.
- 26) H.Zhang, M.J Nicol y W.P. Staunton. **An Electrochemical Study of an Alternative Process for the Leaching of Gold in Thiosulfate Solutions.** Treatment of Gold Ores 44th Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug, 2005.
- 27) D. Feng y S.J.S van Deventer. **Thiosulfate Decomposition in the Presence of Sulfides.** Treatment of Gold Ores. 44th Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug, 2005.

- 28) N. Ahern y D.B. Dreisinger. **Solutions Chemistry of Trithionate with Relevance to Gold Leaching by Thiosulfate: A review.** Treatment of Gold Ores. 44th Annual Conference of Metallurgist of Canadian Institute of Mining. Aug, 2005.
- 29) Edmundo Alfaro, Jean Frenay, Didier Michel. **Leaching of gold ores with Thiosulfate: Solution Chemistry.** XXVII Convención Minera. Agosto, 2005
- 30) Marsden, J., House, I. **The Chemistry of Gold Extraction.** Ellis Horwood, New York 1992

ANEXO

Tabla 3: Condiciones de Lixiviación para el Tiosulfato con Varios Tipos de Mineral

Referencias	Material	S ₂ O ₃ ²⁻ (M)	NH ₃ (M)	SO ₃ ²⁻ (M)	SO ₄ ²⁻ (M)	Cu (II) (M)	O ₂ flowrate (L min ⁻¹)	pH	Temp. (°C)	Tiempo (horas)	Sólidos (%)	Au (% Ext)	Ag (% Ext)
(Tozawa et al, 1981)	Planchas de Oro recocido 99.99% Au	0.5	1.0	NR	0.04	0.04	100 ^a	NR	65	3	NR	NR	NA
(Deschenes, 1998)	Lamina de Oro recocido 99.99% Au	0.1	0.5	NR	NR	0.04	0.21	10	25	24	NR	55	NA
(Murthy and Prasad, 1996)	Escoria 752g/t Au 7019 g/t Ag 0.32 % Cu	0.5	NR	NR	NR	NR	12	NR	60	6	20	38 Calcina 17	97 Calcina 16
bbruzzoese et al, 1995)	Mineral de Au 51.6 g/t Au	2.0	4.0	NR	0.1	0.1	0.21	8.5-10.5	25	4	40	79	NA
(Kerley and Barnard, 1983)	Mineral de Au 0.43 g/t Au 375.5 g/t Ag 2.1 % Mn	0.73	0.26	0.01	0.06	0.06	0.21	9	50	6	30	87	93
Langhans et al, 1992)	Mineral de Au (oxidado) 1.65 g/t Au 0.02 % Cu	0.2	0.09	0.006	0.001	0.001	0.21	11	25	48	50	83	NA
Perez y Galaviz, 1987) Added as copper Tiosulfato de amonio	Mineral de Au 1.33 g/t Au 186 gr/t Ag 3.8% Mn	0.4	NR	0.86	NR	0.05	NR	10	50	3	40	98	90
(Zipperian et al, 1988)	Mineral de Au (riolita) 3 g/t Au 113 gr/t Ag 7 g/Kg MnO ₂	2	4	0.1	NR	0.1	0.21	10	50	2	40	90	60-75

^a = **KPa****NR** = **No reportado****NA** = **No aplicable**

Tabla 3: Condiciones de Lixiviación para el Tiosulfato con Varios Tipos de Mineral (continuación).

Referencias	Material	S ₂ O ₃ ²⁻ (M)	NH ₃ (M)	SO ₃ ²⁻ (M)	SO ₄ ²⁻ (M)	Cu (II) (M)	O ₂ flowrate (L min ⁻¹)	pH	Temp. (°C)	Tiempo (hora)	Sólidos (%)	Au (% Ext)	Ag (%Ext)
(Berzowsky, y Sefton, 1978)	Conc. Sulfuro 3.46- 7.27 g/t Au 115 -454 g/tAg 23.2 -25.3% Cu 32.8 -36.4 % S	0.3-0.7	NR	NR	0.05-0.08	0.05-0.08	N ₂	10	35-50	3 -5	40-60	88-95	83-98
(Block-Bolten y Torma, 1986)	Conc. Sulfuro 1.75 g/t Au 22.5 g/tAg 0.4% Cu 9.8 % S	0.1-0.5	1	NR	NR	NR	2	10.5 2 ^{do} paso 9 1 ^{er} paso	50	1	25	99 2 ^{do} paso 89 1 ^{er} paso	27 2 ^{do} paso
(Block-Bolten et al, 1985 a,b)	Conc. Sulfuro 1.75 g/t Au 22.5 g/tAg 0.4% Cu 9.8 % S	0.5	1	NR	NR	NR	2	10	48	3	30	95	NA
(Changlin et al, 1992)	Conc. Sulfuro 62 g/t Au 3.19 % Cu	0.2-0.3	2-4	0.05	NR	0.05	0.21	10	60	1- 2	20	95	NA
(Changlin et al, 1992)	Conc. Sulfuro 62 g/t Au 3.19 % Cu	0.2-0.3	2-4	0.5-0.8	0.05	0.05	1	9.5-10.5	60	1- 2	25	95	NR
(Groudev et al, 1996) ^a	Conc. Sulfuro 62 g/t Au 60 g/tAg 3.2% Cu 20.6% S	0.2	NR	NR	NR	NR	0.1	9.5	20- 50	12	16	97 12 Untreated	NA
(Jiexue y Qian, 1991)	Conc. Sulfuro 70 g/t Au 37.8 % S	1.0	2.0	NR	0.32	0.02	1	NR	40	1	17	96	NA
(Qian y Jiexue, 1988)	Conc. Sulfuro 50.4 g/t Au 0.048 MnO ₂ 3.19% Cu 20.6 % S	0.8-1.0	1.8-2.2	0.1	0.02	0.02	1	10.5	40- 50	1- 2	33-75	88-96	NA

^a = 3- 5 g.L⁻¹ de Proteína Hidrolizada y 60% bacteria oxidada

NR =No reportado

NA =no aplicable

Tabla 3: Condiciones de Lixiviación para el Tiosulfato con Varios Tipos de Mineral (Continuación)

Referencia	Material	S ₂ O ₃ ²⁻ (M)	NH ₃ (M)	SO ₃ ²⁻ (M)	SO ₄ ²⁻ (M)	Cu (II) (M)	O ₂ flowrate (L min ⁻¹)	pH	Temp. (°C)	Tiempo (horas)	Sólidos (%)	Au (%Ext)	Ag Ext (%Ext)
Chai, 1997	Sulfuro 1.06 g/TAu 0.73% S	0.3	2	NR	0.9	0.12	1	10.5	60	2.5	4	90	NA
(Groudev y otros, 1994, Groudev y otros, 1995)	Sulfuro 3.2 g/TAu 15.2 g/TA _g 0.8% S	0.07	NR	NR	NR	0.018	0.21	9.5	NR	20 ^b	Heap Leach	70.7 20.3 No tratado	51.2 14.3 no tratado
Bhaduri, 1987	Sulfuro/Carbonáceo 5 g/TAu 0.63% C 0.67% S	0.2	3	0.09	0.04	0.04	103 ^a	10.5	35	2	20	80	NA
Marchbanck y otros, 1996	Sulfuro/Carbonáceo 3 - 7 g/TAu 1.2% C 1.22- 2.54 % S	0.02- 0.1	0.03	0.01- 0.05	NR	0.01	0.21	7- 9	55	4	40	70-85	NA
Wan and Brierle, 1997	Sulfuro/Carbonáceo 1 -3 g/TAu 0.67 – 2.42 % C 0.78 – 1.35% S	0.1	0.1	0.001	NR	0.001	0.21	9	25	116 ^b	Heap Leach	65	NA
Wan et al, 1994	Sulfuro/Carbonáceo 2.4 g/TAu 1.4% C 1% S	0.1-0.2	0.1	0.001	NR	0.002	0.21	9 -10	25	12-25 ^b	Heap Leach	40-60	NA
Bhaduri, 1987	Mineral Carbonáceo 8.67 g/TAu 1 % C	1.4	3	0.0023	0.06	0.06	103 ^a	8	60	1.5	20	75	NA
Hammati, 1987	Mineral Carbonáceo 14.74 g/TAu 2.5 de carbón orgánico	0.7	3	0.15	0.2	0.15	103 ^a	10.5	35	4	20	71	NA

^a = KPa^b = Días

NR = no reportado

NA = no aplicable