



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO

ESCUELA DE POSGRADO

DOCTORADO EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE



TESIS

RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LIXIVIANTE

PRESENTADA POR:

ALFREDO MAMANI CANQUI

PARA OPTAR EL GRADO ACADÉMICO DE:

DOCTORIS SCIENTIAE EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE

PUNO, PERÚ

2022



ALFREDO MAMANI CANQUI

RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LI...

4.- CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE

DOCTORADOS

Universidad Nacional del Altiplano

Detalles del documento

Identificador de la entrega

trnoid::8254:409757983

113 Páginas

Fecha de entrega

26 nov 2024, 12:42 p.m. GMT-5

25,085 Palabras

Fecha de descarga

26 nov 2024, 12:56 p.m. GMT-5

134,475 Caracteres

Nombre de archivo

RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON TIOSULFATO DE SODIO CO....docx

Tamaño de archivo

4.0 MB





17% Similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para ca...

Filtrado desde el informe

- Bibliografía
- Texto citado
- Texto mencionado
- Coincidencias menores (menos de 12 palabras)

Fuentes principales

- 16% Fuentes de Internet
- 0% Publicaciones
- 16% Trabajos entregados (trabajos del estudiante)

Marcas de integridad

N.º de alertas de integridad para revisión

No se han detectado manipulaciones de texto sospechosas.

Los algoritmos de nuestro sistema analizan un documento en profundidad para buscar inconsistencias que permitirían distinguirlo de una entrega normal. Si advertimos algo extraño, lo marcamos como una alerta para que pueda revisarlo.

Una marca de alerta no es necesariamente un indicador de problemas. Sin embargo, recomendamos que preste atención y la revise.



Dr. EDUARDO FLORES CONDORI
REG. C.I.P. 22267





UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
ESCUELA DE POSGRADO
DOCTORADO EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO
AMBIENTE

TESIS

**RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON
TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LIXIVIANTE**



PRESENTADA POR:

ALFREDO MAMANI CANQUI

PARA OPTAR EL GRADO ACADÉMICO DE:

DOCTORIS SCIENTIAE EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE

APROBADA POR EL JURADO SIGUIENTE:

PRESIDENTE

.....
Ph.D. SABINO ATENCIO LIMACHI

PRIMER MIEMBRO

.....
Dr. PEDRO ALVARO EDWIN GALLEGOS PASCO

SEGUNDO MIEMBRO

.....
Dr. ANTONIO WALTER SARMIENTO SARMIENTO

ASESOR DE TESIS

.....
Dr. EDUARDO FLORES CONDORI

Puno, 28 de abril de 2022

ÁREA : Ingeniería de Procesos.
LÍNEA : Ciencias de la Ingeniería.
TEMA : Recuperación del Oro con Tiosulfato de Sodio.



DEDICATORIA

A mis hijas Karen Nayeli, Guianella Mayte quienes me han permitido seguir adelante ante cualquier reto que se me presente en los momentos malos y buenos de mi vida.

Alfredo Mamani Canqui.



AGRADECIMIENTOS

A la Universidad Nacional del Altiplano por la formación académica en mi persona.

A mis padres Carlos (+) y Rosa por ser los artífices iniciales de todos mis estudios.

A mi esposa Delfina Rosalina por acompañarme a cumplir un nuevo reto.

A mis jurados por ser los consejeros para la realización de esta tesis.

Alfredo Mamani Canqui.



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	i
AGRADECIMIENTOS	ii
ÍNDICE GENERAL	iii
ÍNDICE DE TABLAS	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	vii
ÍNDICE DE ANEXOS	ix
ACRÓNIMOS	x
RESUMEN	1
ABSTRACT	2
INTRODUCCIÓN	3

CAPÍTULO I

REVISIÓN DE LITERATURA

1.1	Marco teórico	6
1.1.1	Termodinámica del proceso de lixiviación con tiosulfato	8
1.1.2	Politionatos en la lixiviación de tiosulfato	10
1.1.3	Concentración del ion tiosulfato en la disolución de oro	13
1.1.4	Concentración de amoníaco en la solución de lixiviación de oro	14
1.1.5	Concentración de iones cúprico	15
1.1.6	Aditivos en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio	17
1.1.7	Recuperación de oro a partir de soluciones de lixiviación de tiosulfato de sodio	20
1.2	Antecedentes	27
1.2.1	Internacionales	27

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1	Identificación del problema	43
2.1.1	Problema General	44
2.1.2	Problemas Específicos	44
2.2	Enunciados del problema	44
2.3	Justificación	45
2.3.1	Justificación técnica	45



2.3.2	Justificación económica	46
2.3.3	Justificación ambiental	46
2.3.4	Justificación social	46
2.4	Objetivos	46
2.4.1	Objetivo general	46
2.4.2	Objetivos específicos	47
2.5	Hipótesis	47
2.5.1	Hipótesis general	47
2.5.2	Hipótesis específicas	47

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1	Lugar de estudio	48
3.2	Población	48
3.3	Muestra	48
3.4	Método de investigación	48
3.5	Descripción detallada de métodos por objetivos específicos	50
3.5.1	Evaluar el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.	50
3.5.2	Evaluación del comportamiento del mineral	52
3.5.3	Prueba de lixiviación de tiosulfato de sodio	54
3.5.4	Evaluación de procesos de recuperación de oro por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre	56
3.5.5	Variables analizadas	58
3.5.6	Prueba estadística aplicada	58

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1	Resultados	60
4.1.1	Caracterización del mineral	60
4.1.2	Evaluación del proceso de lixiviación	62
4.1.3	Evaluación de los procesos de recuperación de oro a partir de lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación y cementación con polvo de cobre	73

CONCLUSIONES	82
--------------	----

RECOMENDACIONES	83
-----------------	----



BIBLIOGRAFÍA	84
ANEXOS	90



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
1. Especies predominantes de Cu^{2+} en diferentes condiciones	10
2. Diámetro de iones y porcentaje de complejos de oro que ingresan al interior de poros de carbón activado	22
3. Fuerza electromotriz de diferentes pares galvánicos en la cementación de oro a partir de lixiviados amoniacaes de tiosulfato	24
4. Constantes de estabilidad y volúmenes de aurotiosulfato y iones de diamino auroso	25
5. Reactivos utilizados	50
6. Composición mineralógica	61
7. Caracterización mineralógica	62

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
1. Disolución de oro en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre	7
2. Diagrama Eh-pH de especies de oro en el sistema tiosulfato-amoniaco	9
3. Diagrama Eh-pH para el sistema azufre-agua-amoniaco	11
4. Concentración de especies de cobre a diferentes concentraciones de tiosulfato	14
5. Efecto del pH sobre la concentración	16
6. Influencia de la concentración de especies sulfuradas en la disolución de oro	18
7. Variación de la concentración de diferentes sales de tiosulfato con el tiempo	19
8. Esquema experimental para la recuperación de oro utilizando tiosulfato de sodio como agente de lixiviación	49
9. Esquema de reducción de tamaño de mineral	51
10. Condiciones de la concentración de tiosulfato de sodio en la lixiviación de oro	64
11. Concentración de iones cúprico en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio	65
12. Influencia del pH en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio	67
13. Efecto del porcentaje de sólidos en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio	68
14. Efecto del tamaño de partícula en la lixiviación de oro utilizando tiosulfato de sodio	69
15. Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio libre en la recuperación de oro.	70
16. Recuperación de oro mediante cianuración, utilizando una concentración de sólidos del 15 %	71
17. Recuperación de oro mediante cianuración con un 30 % de sólidos	72
18. Comparación de técnicas de recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas utilizando tiosulfato de sodio. Los resultados presentados se basan en tres repeticiones (n=3)	74
19. Influencia del tiempo en la recuperación de oro utilizando carbón activado	75
20. Influencia de la concentración de carbón activado en la recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio	77



21.	Recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio utilizando flotación iónica	79
22.	Efecto de la concentración de cobre en la eficiencia de recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio, utilizando la técnica de cementación con polvo de cobre	81
23.	Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoníaco-cobre ($[S_2O_3] = 1 \text{ M}$; $[NH_3] = 1 \text{ M}$; $[Cu^{2+}] = 50 \text{ mM}$)	91
24.	Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema de cobre tiosulfatoamonio ($[S_2O_3] = 0,1 \text{ M}$; $[NH_3] = 0,1 \text{ M}$; $[Cu^{2+}] = 0,5 \text{ mM}$)	92
25.	Concentración de Cu^{2+} en diferentes concentraciones de especies de sulfuros	93
26.	Efecto del tipo de sal de tiosulfato en la concentración de cuprotetramina ($[S_2O_3] = 0,1 \text{ M}$; $[NH_3] = 0,5 \text{ M}$; $[Cu^{2+}] = 4 \text{ mM}$)	94



ÍNDICE DE ANEXOS

	Pág.
1. Matriz de Consistencia	90
2. Gráficos Estadísticos	91
3. Informe de laboratorio químico	95
4. Declaración jurada de autenticidad	98
5. Autorización de publicación en Repositorio Institucional	99



ACRÓNIMOS

$\text{Au}(\text{NH}_3)_2$	Diamino auroso
Au	Oro
CMC	Carbono metil celulosa
EDTA	Etilen diamino tetraacético
g	gramos
L	litros
%	Porcentaje



RESUMEN

Este estudio evalúa la extracción de oro desde minerales sulfurados utilizando lixiviación con tiosulfato de sodio, analizando la influencia de iones cúpricos en diferentes condiciones operativas. La metodología empleada es de tipo experimental cuantitativo, con análisis estadísticos mediante correlación de Pearson y coeficientes de determinación. En la primera prueba, se trabajó con un 15 % de sólidos, pH de 10,5, a una concentración de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ de 1 M, NH_3 de 0,1 M y Cu^{2+} de 2 mM, logrando una extracción del 94 % de oro. En una segunda prueba, con un 30 % de sólidos y concentraciones ajustadas a 1,5 M de $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, 0,1 M de NH_3 y 10 mM de Cu^{2+} , se alcanzó una extracción del 81 %. Los lixiviados fueron tratados con técnicas convencionales para recuperar el oro, siendo una de estas la adsorción por carbón activado que permitió una recuperación del 39 %, la flotación iónica logró un 82 % y la cementación con polvo de cobre alcanzó un 55 %. Entre las técnicas evaluadas, la flotación iónica demostró ser la más eficiente para la recuperación del oro.

Palabras clave: Adsorción, carbón, cementación, lixiviación, tiosulfato de sodio.



ABSTRACT

This study evaluates the extraction of gold from sulfide ores using sodium thiosulfate leaching, analyzing the influence of cupric ions under different operating conditions. The methodology used is of the quantitative experimental type, with statistical analysis through Pearson correlation and determination coefficients. In the first test, we worked with 15 % solids, pH of 10,5, at a concentration of $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$ of 1 M, NH_3 of 0,1 M and Cu^{2+} of 2 mM, achieving an extraction of 94 % gold. In a second test, with 30 % solids and concentrations adjusted to 1,5 M $\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$, 0,1 M NH_3 and 10 mM Cu^{2+} , 81 % extraction was achieved. The leachates were treated with conventional techniques to recover gold. one of these being adsorption with activated carbon which allowed a recovery of 39 %, ionic flotation achieved 82 % and cementation with copper powder reached 55 %. Of all the techniques evaluated, ionic flotation proved to be the most efficient for gold recovery.

Key words: Adsorption, carbon, cementation, leaching, sodium thiosulfate.

INTRODUCCIÓN

El uso de cianuro como principal agente lixiviante para la extracción de oro ha sido la norma durante más de un siglo, permitiendo la extracción eficiente de oro de diversos tipos de minerales. Sin embargo, desde su invención, el proceso de cianuración ha suscitado preocupaciones, no solo por los riesgos asociados a la alta toxicidad del cianuro, sino también por los impactos potencialmente devastadores que puede tener en el medio ambiente local y la salud humana. Estos factores han motivado la búsqueda de alternativas más seguras y sostenibles.

La recuperación de oro sin cianuro ha llamado la atención de muchos en las décadas recientes, y hay un creciente interés en la investigación y desarrollo de nuevos métodos de lixiviación que puedan reemplazar al cianuro. Con la creciente conciencia sobre la protección ambiental y la seguridad pública, los investigadores han trabajado arduamente en la identificación y evaluación de alternativas no tóxicas. Entre los agentes lixiviantes más prometedores se encuentran la tiourea, el tiosulfato, los halógenos, el tiocianato, y los polisulfuros, cada uno con sus propias ventajas y desventajas dependiendo del tipo de mineral y las condiciones de operación.

El tiosulfato de sodio ha destacado por su capacidad para lixiviar oro de manera eficaz, aunque requiere la presencia de amoníaco acuoso e iones cúpricos para acelerar la disolución del oro metálico. La química de lixiviación con tiosulfato es compleja y debe ser estudiada cuidadosamente para cada tipo de mineral, ya que las condiciones de operación, como la cantidad de reactivos, varían considerablemente en función de la composición química y mineralógica del material que se procesa.

Uno de los beneficios más notables del tiosulfato es su capacidad para lixiviar minerales que contienen sustancias cianicidas o materiales carbonáceos, los cuales suelen inhibir la lixiviación con cianuro. Los procesos de disolución del oro están acompañados de una serie de reacciones redox, al final de las cuales se forma el complejo de oro-tiosulfato. En este proceso, el amoníaco acuoso y los iones cúpricos forman un complejo denominado cuprotetramina, que juega un papel crucial en la aceleración de la disolución del oro.

Durante la lixiviación, es posible que los sulfuros u óxidos formados en la superficie del oro actúen como una barrera que impida la disolución completa del metal,

lo que podría explicar por qué en algunos casos la recuperación de oro no es tan alta como se espera. Para lograr un mejor rendimiento, se puede incrementar la concentración de tiosulfato en la solución, lo que favorece la reacción entre el ion tiosulfato y el complejo de diamino auroso, acelerando la recuperación del oro y reduciendo el tiempo de lixiviación.

En contraste con la cianuración, el tiosulfato de sodio presenta una ventaja importante: la catalización del proceso por cobre. Dado que el complejo de oro-tiosulfato no se adsorbe fácilmente en el carbón activado, se evita el problema del pre-robbing, en el que los compuestos de carbono presentes en el mineral secuestran el oro antes de que pueda ser recuperado.

Una vez que el tiosulfato entra en contacto con los iones cúpricos, se producen reacciones redox que reducen los iones cúpricos a iones cuprosos y transforman el tiosulfato en politionatos. Este proceso genera un consumo significativo de amoníaco acuoso, lo que requiere un monitoreo constante para mantener un equilibrio adecuado entre los reactivos. El pH del proceso es otro factor clave para mantener la estabilidad del complejo cuprotetramina, y debe controlarse entre 9,6 y 11,0 para garantizar una alta eficiencia de lixiviación del oro.

En la lixiviación de minerales sulfurados, se ha observado que, a mayor contenido de sólidos, la recuperación de oro tiende a disminuir. Esto se debe a que una mayor concentración de tiosulfato en la solución ayuda a mejorar la reacción de lixiviación. Sin embargo, es importante no excederse en la concentración de tiosulfato, ya que una cantidad demasiado elevada puede interferir con el complejo cuprotetramina, reduciendo su capacidad para catalizar la disolución del oro.

Además, es importante considerar que los minerales con altos niveles de cobre y hierro pueden reducir el tiosulfato, generando compuestos que no contribuyen al proceso de disolución del oro. En algunos casos, se ha observado que la formación de complejos oro-amoníaco puede competir con el tiosulfato, lo que afecta la capacidad del carbón activado para adsorber el oro en solución.

Curiosamente, se ha encontrado que la cantidad de carbón activado en la solución afecta el rendimiento de la lixiviación. Una menor cantidad de carbón mejora la agitación dentro del reactor, favoreciendo la adsorción del oro en la superficie del carbón activado.



En las pruebas de cementación se empleó polvo de cobre metálico con un tamaño de partícula de 38 μm . Sin embargo, los resultados mostraron que la baja recuperación de oro podría estar vinculada a la presencia de cuprotetramina, la cual impacta negativamente el proceso de cementación.

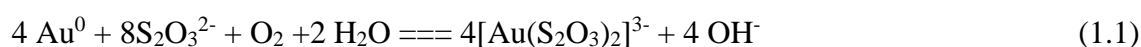
En resumen, esta investigación se enfoca en analizar técnicas tradicionales para la recuperación de oro a partir de soluciones de lixiviación, como la adsorción con carbón activado, la flotación iónica y la cementación con cobre, explorándolas como alternativas para optimizar la eficiencia en procesos industriales de recuperación de oro.

CAPÍTULO I

REVISIÓN DE LITERATURA

1.1 Marco teórico

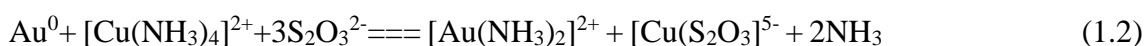
La lixiviación con tiosulfato de sodio necesita un poco de ayuda para funcionar mejor, especialmente cuando se trata de extraer oro. Para esto, se añade amoníaco en solución y iones de cobre disueltos, que actúan como aceleradores del proceso y ayudan a que el oro se disuelva más rápido (Senanayake y Zhang, 2012). La reacción química que se lleva a cabo es la siguiente.



El oro metálico puede reaccionar con el tiosulfato presente en el mineral, pero este proceso es considerablemente lento, especialmente en comparación con la velocidad a la que el oro se disuelve durante el proceso de cianuración (Feng y Van Deventer, 2007). Para acelerar esta reacción, se añaden iones de cobre y amoníaco acuoso. Estas adiciones permiten que el oro evolucione a través de una serie de reacciones redox, que facilitan su conversión en un complejo de tiosulfato de oro.

Los iones cúpricos y el amoníaco acuoso interactúan para formar un complejo conocido como cuprotetramina, el cual es el principal responsable de acelerar la disolución del oro (Feng y Van Deventer, 2007). Este complejo actúa oxidando el oro metálico presente en el mineral, formando así el complejo diamino auroso. En este proceso, el Cu^{2+} se reduce a Cu^{1+} , pero posteriormente vuelve a oxidarse con la ayuda del oxígeno disuelto en la solución. Al mismo tiempo, el complejo diamino auroso reacciona con los iones de tiosulfato, produciendo el complejo aurotiosulfato (Feng y Van Deventer, 2011).

Este ciclo de reacciones redox es clave en la lixiviación de oro dentro del sistema amoníaco-tiosulfato- Cu^{2+} , y la reacción global puede resumirse de la siguiente manera.



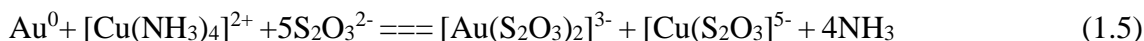
El diamino auroso generado se une al tiosulfato, formando un complejo conocido como oro-tiosulfato. Este proceso se desarrolla de la siguiente manera:



Finalmente, los iones de cobre (I) se oxidan de nuevo a cuprotetramina por la presencia de oxígeno disuelto, continuando así la lixiviación:



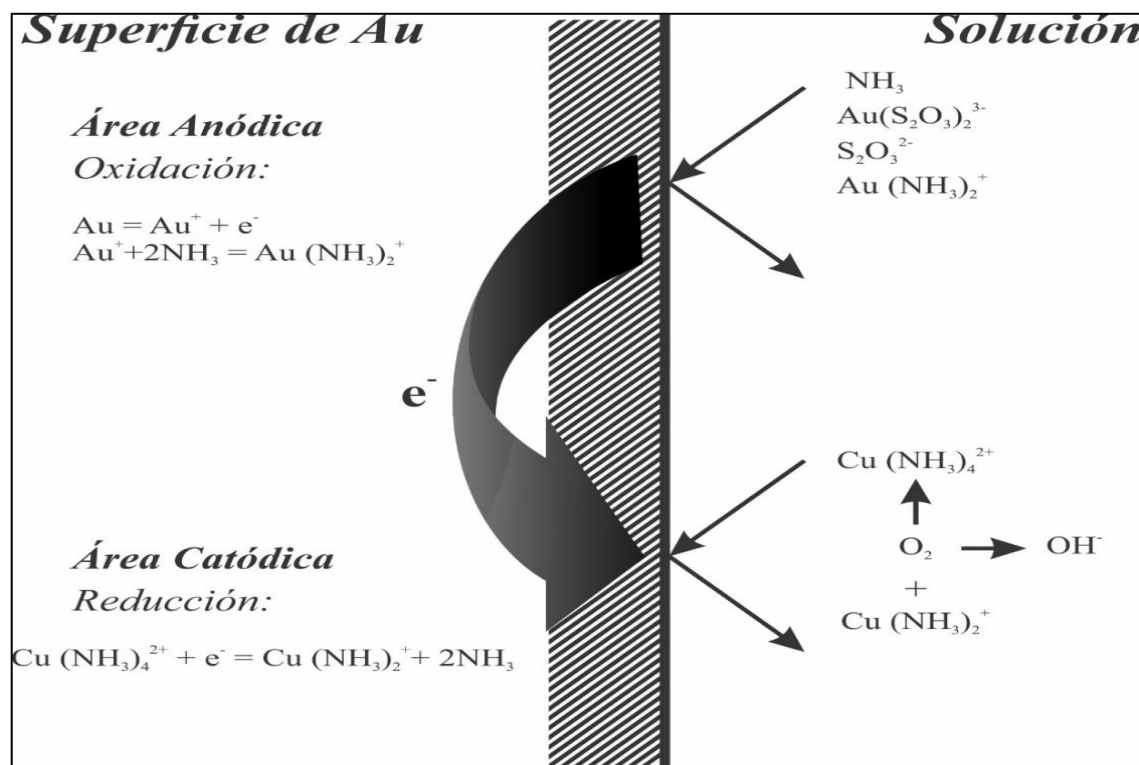
Entonces la reacción es:



La Figura 1 muestra el proceso electroquímico involucrado en la disolución del oro dentro del sistema tiosulfato-amoniaco-cobre, destacando las reacciones clave que transforman el oro metálico en complejos solubles de tiosulfato. El esquema ilustra cómo los iones cúpricos y el amoníaco en solución trabajan juntos para acelerar la disolución del oro, con el oxígeno disuelto desempeñando un papel crucial en la reoxidación del cobre. También se detalla cómo el complejo de cuprotetramina facilita la oxidación del oro, permitiendo que los iones de tiosulfato reaccionen y formen el complejo oro-tiosulfato, esencial para que el proceso de lixiviación sea exitoso.

Figura 1

Disolución de oro en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre



Nota. Navarro et al. (2001).

1.1.1 Termodinámica del proceso de lixiviación con tiosulfato

La lixiviación con tiosulfato de sodio es un proceso complejo que depende en gran medida de la estabilidad del complejo cuprotetramina, como se describe en la Ecuación 1.3. En el Anexo 1 se presenta un diagrama de Pourbaix que ilustra las diferentes especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre, considerando altas concentraciones de los reactivos utilizados en la lixiviación.

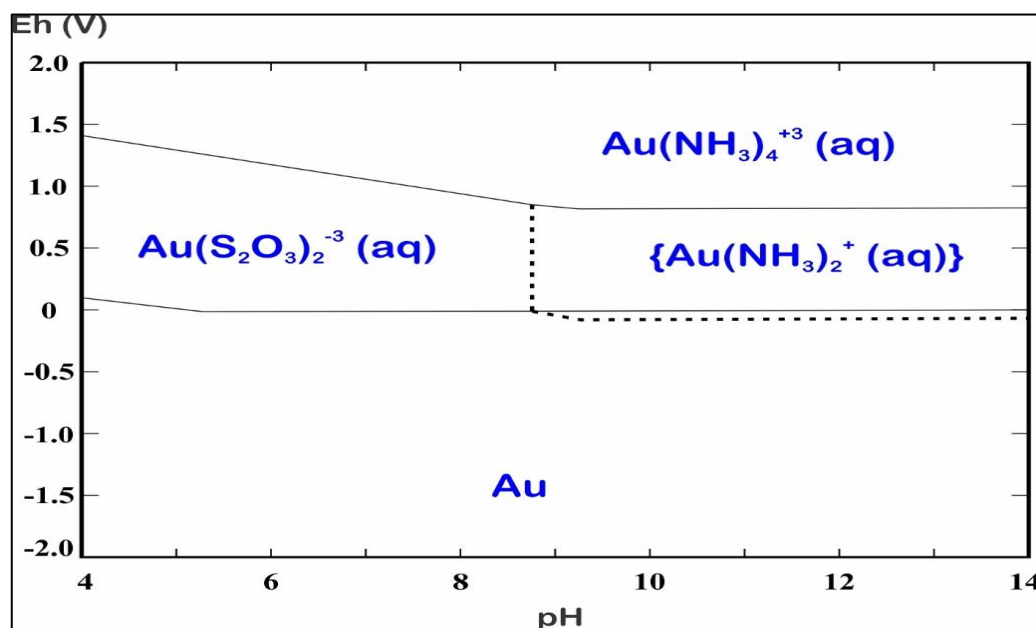
La estabilidad de la cuprotetramina depende tanto del potencial de oxidación como del pH de la solución (Aylmore y Muir, 2001). Incrementar el pH de la solución mediante la adición de amoníaco no es suficiente para estabilizar el complejo amino que facilita la disolución del oro. Cuando el potencial de oxidación cae por debajo de 0,5 V, la especie $\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)^{5-}$, se estabiliza lo que no ayuda a que el oro se disuelva (Breuer y Jeffrey, 2003). Cuando opera a potenciales más bajos, el cobre también puede precipitar como sulfuros u óxidos que pasivan la superficie del oro y evitan su disolución (Aylmore y Muir, 2001).

El complejo de cuprotetramina disminuye, como se muestra en el Anexo 2, se debe tener en cuenta que la reducción de la concentración de los reactivos de lixiviación permite aumentar el rango de estabilidad de los óxidos y sulfuros de cobre (Aylmore y Muir, 2001). Por lo tanto, debe existir un equilibrio adecuado entre el potencial de oxidación (debido a la adición de oxígeno) y el pH de la solución para obtener una disolución rápida del oro y evitar su pasivación (Breuer y Jeffrey, 2002).

También es importante considerar la estabilidad del complejo de tiosulfato de oro en relación con el compuesto diamino auroso. Como se muestra en la Figura 2, un aumento en el pH mejora la estabilidad del complejo diamino auroso.

Figura 2

Diagrama Eh-pH de especies de oro en el sistema tiosulfato-amoníaco



Nota. Aylmore y Muir (2001).

Señalar que la disolución de oro con sistemas de tiosulfato de amonio en presencia de iones de cobre es posible con potenciales de oxidación superiores a 0,5 V. A mayor valor de este potencial, la cuprotetramina, responsable de la disolución del oro, estabiliza el complejo oro-tiosulfato (Chandra y Jeffrey, 2004). Si bien se mantienen condiciones adecuadas para favorecer la acción de la cuprotetramina en la disolución del oro, se deben considerar otras especies de cobre que puedan interferir en el proceso de lixiviación (Senanayake, 2004). La Tabla 1 presenta las especies de cobre predominantes según las variaciones en el pH de la solución y las concentraciones de los reactivos de lixiviación.

Tabla 1

Especies predominantes de Cu^{2+} en diferentes condiciones

$[\text{NH}_3]_{(\text{aq})}$ (M)	$[\text{S}_2\text{O}_3]^{2-}$ (M)	valor de pH	Especies predominantes
1,00	0,10	4,0-6,5	$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$
		7,5-11,5	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$
		11,5-13,0	$\text{Cu}(\text{NH}_3)_3(\text{OH})^+$
		>13,5	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)(\text{OH})_3]^-$
0,10	0,01	<7,0	$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$
		8,0	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_3]^{2+}$
		8,5-10,5	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_4]^{2+}$
		11,0-12,5	$\text{Cu}(\text{NH}_3)_3(\text{OH})^+$
0,01	0,01	12,5	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)(\text{OH})_3]^-$
			$[\text{Cu}(\text{OH})_3]^-$
		<8,5	$[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$
		8,5-9,5	$[\text{Cu}(\text{NH}_3)_3]^{2+}$
		10,0	$\text{Cu}(\text{NH}_3)_3(\text{OH})^+$
		11,0	$\text{Cu}(\text{OH})_2$

Nota. Senanayake (2004).

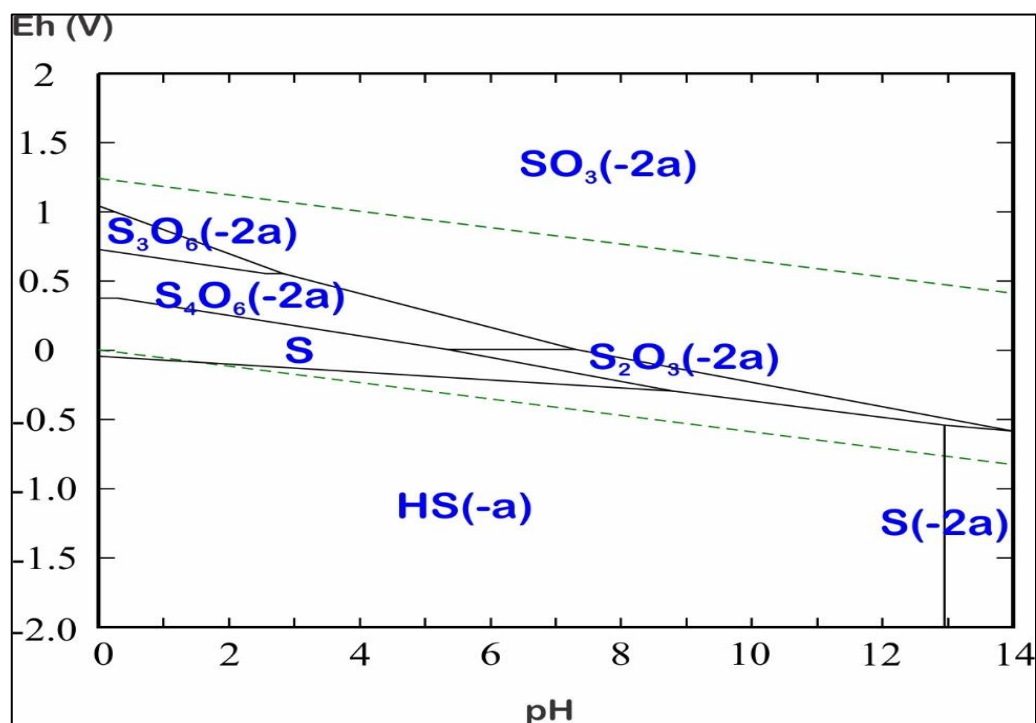
A concentraciones altas de tiosulfato, las concentraciones de otras especies de aminas de cobre son relevantes a valores de pH extremos. La especie $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$ aparece a valores de pH ácidos. Esto no es así cuando las concentraciones de amoníaco y tiosulfato caen a 0,01 M, ya que la estabilidad del complejo $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_2]^{2-}$ extiende a pH 8,5. Si se forman las especies enumeradas en la Tabla 1, disminuye la concentración de iones de cobre y por lo tanto la disolución de oro (Senanayake y Zhang, 2012). Es importante destacar que el amoníaco en solución acuosa estabiliza los iones cúpricos formando el complejo cuprotetramina. Sin embargo, como se observa en la Tabla 1, también se generan otras especies de aminas de cobre que no contribuyen a la recuperación del oro. (Feng y van Deventer (2007).

1.1.2 Politionatos en la lixiviación de tiosulfato

El tiosulfato es una sustancia altamente inestable que se transforma en varios politionatos, tal como se ilustra en la Figura 3. Al aumentar el potencial de oxidación, el tiosulfato puede convertirse en sulfato o tetrionato, que ya no intervienen en la disolución del oro (Wan y LeVier, 2003).

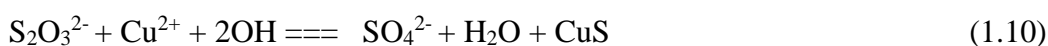
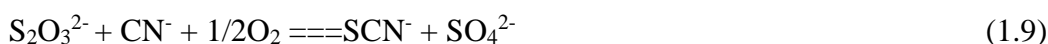
Figura 3

Diagrama Eh-pH para el sistema azufre-agua-amoniaco



Nota. Feng y van Deventer (2007).

El disulfito ($[S_2O_3]^{2-}$) dificulta la oxidación del oro metálico, lo que a su vez retrasa su disolución en el proceso de lixiviación. Las principales reacciones que puede experimentar el tiosulfato incluyen las siguientes (Heath et al., 2008).

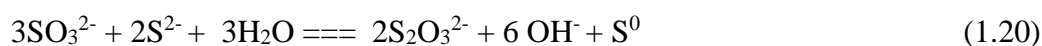
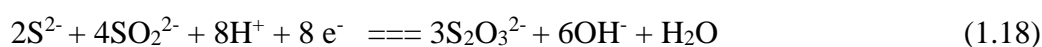
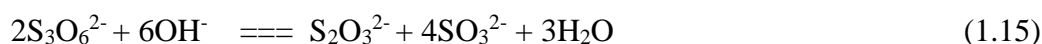
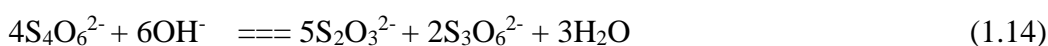


El oxígeno disuelto como los iones de cobre reaccionan con el tiosulfato para formar politionatos. De acuerdo con la Figura 5, el tiosulfato se puede convertir en tetracionatos, tritionatos o incluso sulfuros en condiciones ácidas.

También en condiciones básicas, el tiosulfato es más estable mientras no se mantengan altos potenciales de oxidación. Así, a bajas concentraciones de iones de cobre y oxígeno disuelto, se reduce la conversión de tiosulfato a politionatos (Senanayake, 2012).

La formación de politionatos genera diversos efectos negativos que disminuyen la eficiencia en la recuperación de oro durante el proceso de lixiviación. Por un lado, el consumo de tiosulfato aumenta durante la lixiviación y la disolución de oro también disminuye a medida que disminuye la concentración de iones cuprico y tiosulfato. Otro aspecto negativo es la interferencia de los politionatos en técnicas posteriores de extracción de oro de lixiviados (Senanayake y Zhang, 2012).

Los sulfuros, también dificultan la disolución del oro pasivando su superficie. Sin embargo, dependiendo del pH de la solución, la mayoría de los politionatos tienen la capacidad de regenerarse al ion tiosulfato, como se muestra en las reacciones (Senanayake y Zhang, 2012).



Los politionatos se pueden reducir de nuevo a tiosulfato, se debe evitar su formación para evitar una disminución en la disolución de oro (Senanayake y Zhang, 2012). La concentración de iones de tiosulfato y cúprico disminuirá inevitablemente durante la lixiviación de minerales.

A sí mismo, es necesario la optimización del proceso de lixiviación a través de una adecuada estabilización del pH (en el rango de 9,6 a 11,0) y un potencial de oxidación mayor a 0,5 V que permita la oxidación de los iones cúprico a iones cuproso (Heath et al., 2008).

Sin embargo, la concentración de tiosulfato se puede mantener constante mediante la adición del agente lixivante durante el proceso de lixiviación, realizando previamente la técnica de yodimetría que permite cuantificar la cantidad de iones de tiosulfato que quedan en solución (Adams, 2016).

1.1.3 Concentración del ion tiosulfato en la disolución de oro

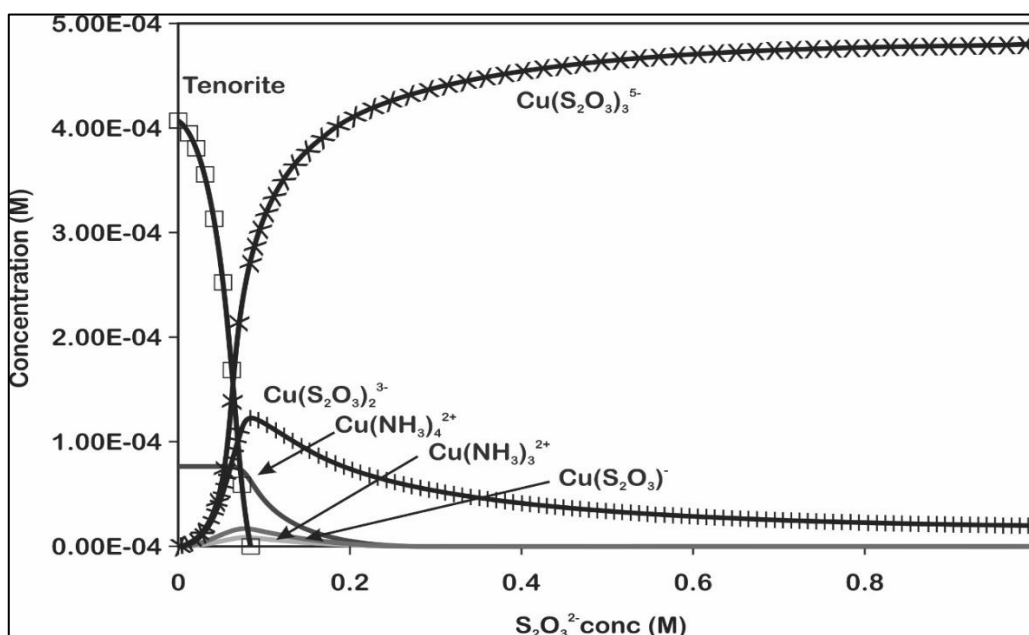
Beneficioso por su naturaleza metaestable (Adams, 2016). Al haber mayor cantidad de ion tiosulfato se favorece la reacción con el complejo diamino auroso para la formación del complejo de tiosulfato de oro según la ecuación 1.3 (Heath et al., 2008).

Es importante mencionar que, al incrementar la concentración de iones de tiosulfato en la solución, se puede evitar la adsorción de amoníaco en la superficie del oro metálico, lo que impide la formación del complejo diamino auroso. Otro efecto no deseado que puede surgir al añadir una cantidad excesiva de lixivante es que se promueve una reacción directa entre el ion tiosulfato y el oro metálico, sin la mediación del complejo cuprotetramina. Tal situación retrasaría la disolución del oro metálico, ya que esta reacción es más lenta que la reacción entre la cupetramina y el oro de valencia cero (Heath et al., 2008).

Dicho efecto se observa en la Figura 4, donde se muestra que a medida que aumenta la concentración de tiosulfato, disminuye la concentración de cuprotetramina (Aylmore, 2005).

Figura 4

Concentración de especies de cobre a diferentes concentraciones de tiosulfato



Nota. Aylmore (2005).

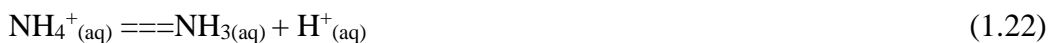
A medida que disminuye la concentración de cuprotetramina, su efecto se reduce, mientras que la concentración de la especie $[\text{Cu}(\text{S}_2\text{O}_3)_3]^{5-}$ aumenta notablemente en comparación con las demás especies de cobre, como se observa en la Figura 6. Como el cobre se reduce, no participa en la disolución del oro, ya que debe ser reoxidado a tetramina de cobre para proceder a la lixiviación (Aylmore, 2005).

Los reactivos utilizados en la lixiviación incluyen tiosulfato de sodio, iones cúpricos y amoníaco en solución acuosa. por lo tanto, no deben agregarse indiscriminadamente, ya que una elevación excesiva de cualquiera de estos reactivos afectará la recuperación de oro en la lixiviación. Siempre se debe mantener un equilibrio entre los tres reactivos, manteniendo el pH por encima de 10,0 y los potenciales de oxidación por encima de 0,5 V para favorecer la recuperación de oro en el lixiviado (Senanayake y Zhang, 2012).

1.1.4 Concentración de amoníaco en la solución de lixiviación de oro

El amoníaco en solución acuosa desempeña un doble papel en el proceso de disolución del oro: por un lado, estabiliza los iones cúpricos y, por otro, facilita la formación del complejo cuprotetramina. permite la disolución del oro por

adsorción en la superficie del mineral y la formación del complejo de diamino auroso (Senanayake y Zhang, 2012). El equilibrio entre las especies de iones de amonio y amoníaco se representa en la siguiente ecuación:



A medida que aumenta la concentración de amoníaco libre, el pH de la solución aumenta de acuerdo con la ecuación de Henderson - Hasselbalch:

$$\text{pH} = \text{pK} + \log [\text{NH}_3]/[\text{NH}_4^+] \quad (1.23)$$

Donde:

pK: logaritmo negativo de la constante de disociación.

Por lo tanto, incrementar la concentración de amoníaco libre en la solución permite elevar el pH, lo que a su vez acelera la disolución del oro. Otro aspecto importante de la adición de amoníaco es que su presencia evita la disolución de óxidos de hierro, sílice, silicatos y carbonatos; se encuentra en la mayoría de los minerales auríferos (Aylmore, 2005).

La estabilidad del complejo diamino auroso es comparable a la del complejo de aurotiosulfato, lo que provoca que una parte del oro disuelto en la solución esté presente en forma de complejo amino. Durante la fase de lixiviación, esta situación no tiene un impacto significativo; sin embargo, en las etapas posteriores de recuperación, este factor puede volverse relevante. En el caso de la adsorción de oro con carbón activado, los complejos de amina se adsorben en la superficie del carbón, mientras que los complejos de tiosulfato no (Navarro et al., 2006).

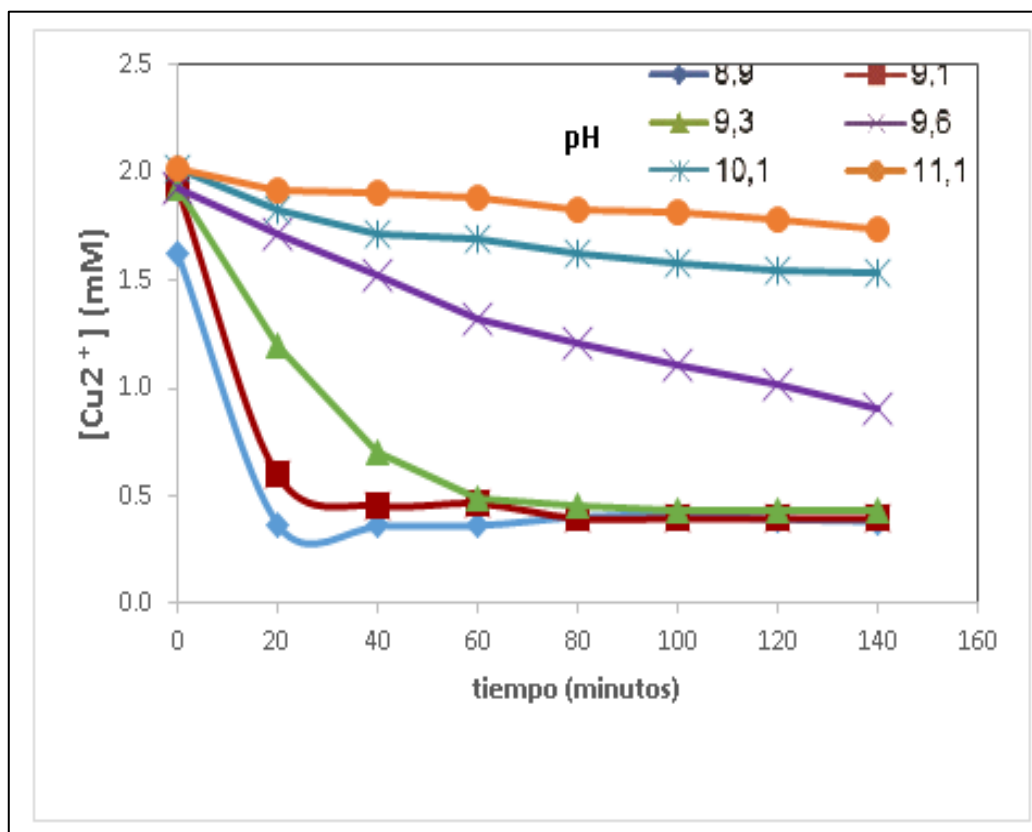
1.1.5 Concentración de iones cúprico

Los iones cúpricos tienen un impacto beneficioso hasta cierto nivel, pero su adición excesiva a la solución de lixiviación puede resultar perjudicial. El ion cúprico como agente oxidante provoca la oxidación del tiosulfato a politionatos, lo que da como resultado una reducción en la concentración de tiosulfato disponible (Heath et al., 2008). La incorporación de amoníaco en solución acuosa,

que eleva el pH de la mezcla, permite estabilizar los iones de cobre por un período más prolongado, como se ilustra en la Figura 5.

Figura 5

Efecto del pH sobre la concentración



Nota. Senanayake y Zhang (2012).

Cabe señalar que, aunque los iones cuprosos pueden oxidarse por reacción con el oxígeno disuelto, la concentración de iones cúprico inevitablemente disminuye durante la lixiviación. Sin embargo, los valores altos de pH (debido a la presencia de amoníaco acuoso) retrasan la reducción de los iones de cobre (Senanayake y Zhang, 2012).

Otro aspecto a considerar es la transformación que pueden sufrir los iones cúprico en sulfuros que pasivan la superficie metálica disponible para la disolución del oro (Xie et al., 2021). Una concentración muy alta de iones cúprico conduce a una disminución de la disolución del oro y, por lo tanto, se necesita una mayor cantidad de amoníaco para estabilizar estos iones en forma de complejo de cuprotetramina (Breuer y Jeffrey, 2000).

1.1.6 Aditivos en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio

Los aditivos, ya sea añadidos directamente a la solución de lixiviación o presentes en la superficie del mineral, pueden influir tanto positiva como negativamente en el rendimiento del proceso de disolución del oro. El efecto que un determinado aditivo tiene sobre el proceso de lixiviación depende principalmente de la cantidad a agregar (Senanayake y Zhang, 2012).

Es importante considerar que no todos los aditivos contribuyen a acelerar la disolución del oro durante la lixiviación con soluciones de tiosulfato de amonio. Hay otros compuestos, como el etilén diamino tetra acético (EDTA) o carboximetilcelulosa (CMC), que permiten reducir el consumo de tiosulfato durante la lixiviación (Puente-Siller et al., 2014).

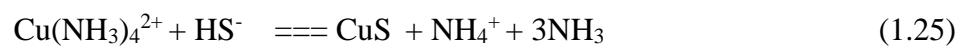
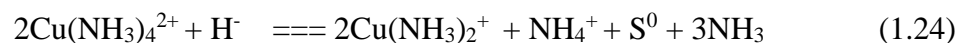
A su vez es cierto que, dependiendo del tipo de sal de tiosulfato utilizada en el proceso de lixiviación, se puede lograr una mejor recuperación de oro en la lixiviación (Chandra y Jeffrey, 2004). Dependiendo de la sal de tiosulfato utilizada, se puede mantener una mayor cantidad de iones cúprico estables o se puede lograr con un menor consumo de agente lixivante durante la lixiviación (Senanayake y Zhang, 2012). Esta situación conduce a una mejora en la cinética de disolución del oro (Heath et al., 2008). La presencia de compuestos contenidos en el mineral a lixiviar, como especies de sulfuro, puede causar un alto consumo del agente de lixiviación o un tiempo prolongado de disolución del oro (Feng y van Deventer, 2007). Finalmente, otros metales como el hierro pueden estar presentes en el mineral, lo que puede causar la oxidación del tiosulfato a politionatos indeseables (Feng y van Deventer, 2007). Por lo tanto, se deben considerar las propiedades del mineral que contiene oro para determinar qué aditivos se pueden agregar para mejorar la disolución del oro.

A. Sulfuros presentes en el mineral

Los sulfuros, como el titrionato o el tetrionato, se generan a partir de la reacción entre el tiosulfato y los iones cúpricos, ecuación 1,10. A medida que aumenta la presencia de diferentes especies de azufre, la concentración de iones de cobre disminuye, lo que resulta en una menor cantidad del complejo cuprotetramina (Senanayake, 2004). Como puede

verse en el anexo 3, a medida que aumenta la cantidad de especies de azufre, especialmente del ion sulfuro, la cantidad de iones de cobre en reacción es muy alta.

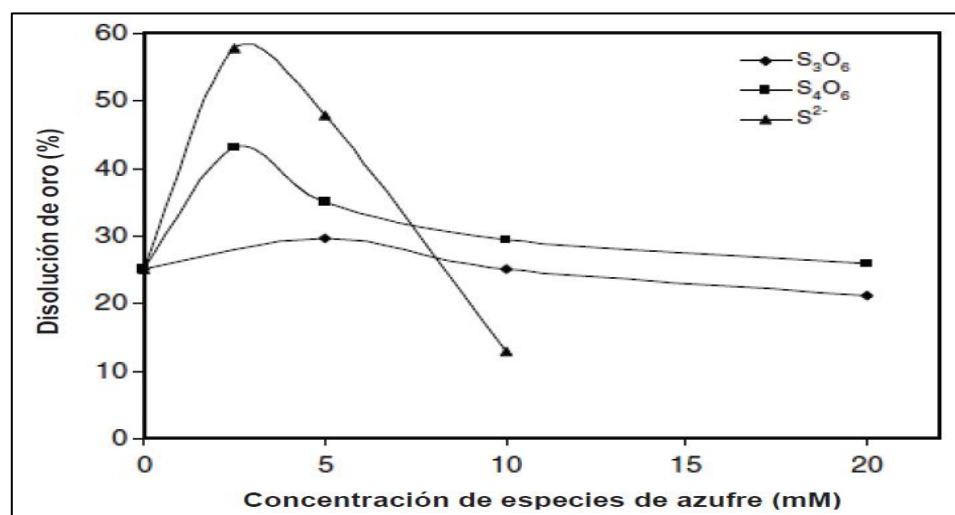
La presencia de iones sulfuro disminuye drásticamente la cantidad de iones cúprico disponibles se debe a la baja capacidad del ion sulfuro para coordinarse con el catión cobre según la teoría de Lewis (Senanayake y Zhang, 2012). Los iones de sulfuro reducen la concentración de cuprotetramina, tal como se observa en las siguientes ecuaciones:



La formación de sulfuros de cobre es importante porque se depositan sobre la superficie metálica del oro y evitan su disolución. Sin embargo, las cantidades suficientes de estas especies de azufre pueden permitir una mejor disolución del oro, como se muestra en la Figura 6.

Figura 6

Influencia de la concentración de especies sulfuradas en la disolución de oro



Nota. Feng y van Deventer (2007).

Una pequeña cantidad de iones de sulfuro favorece una alta disolución de oro. Sin embargo, cuando la concentración de estas especies

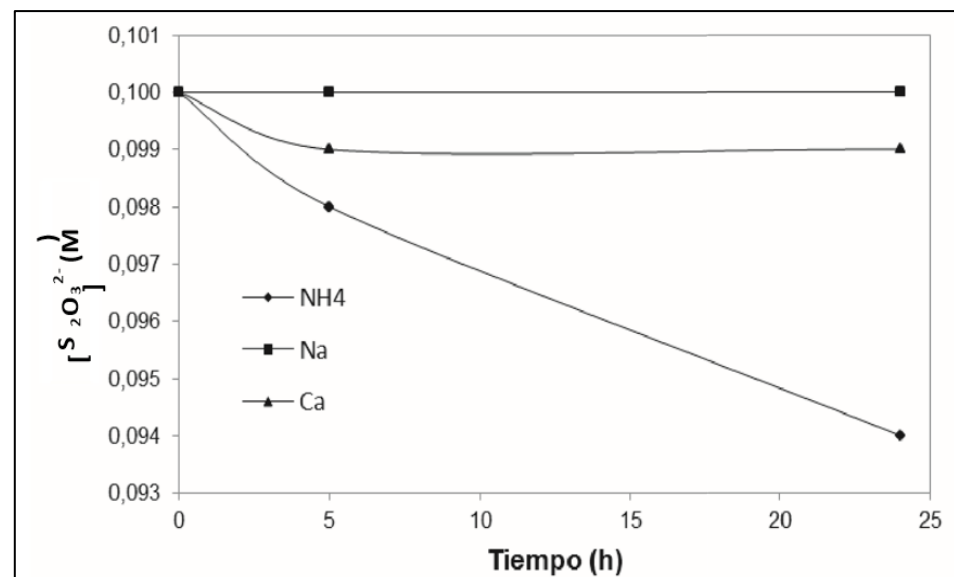
de azufre supera los 5 mM, la recuperación de oro durante el lixiviado disminuye. El beneficio de añadir bajas cantidades de sulfuro radica en que estos iones pueden transformarse en tiosulfato, según lo indicado en el diagrama de Pourbaix mostrado en la Figura 5. Bajo las condiciones requeridas, como otros politionatos, el ion sulfuro se puede convertir en ion tiosulfato, lo que resulta en una mejor disolución del oro (Feng y van Deventer, 2007).

A. Sales de tiosulfato

Entre las distintas sales de tiosulfato, las más comúnmente utilizadas en los procesos de lixiviación son las de sodio, amonio y calcio. La variación en el catión utilizado se refleja tanto en la cantidad de iones de cobre residuales como en la recuperación de oro en el lixiviado (Senanayake y Zhang, 2012). También se considera la estabilidad de la sal de tiosulfato, que varía según el catión utilizado, como se muestra en la Figura 7.

Figura 7

Variación de la concentración de diferentes sales de tiosulfato con el tiempo



Nota. Wang et al. (2020).

Como se consume menos tiosulfato de sodio en la lixiviación, la sustitución de este agente lixivante no es tan alta en comparación con las

sales de tiosulfato de amonio y calcio (Wang et al., 2020). Sin embargo, también se debe considerar la variación en la concentración de cupetramina durante la disolución del oro (Heath et al., 2008).

La mayor presencia de cupetramina con la adición de tiosulfato de amonio permite una disolución más rápida del oro metálico. Sin embargo, el consumo de la sal de tiosulfato debe evaluarse en términos de la velocidad de disolución del oro para determinar en qué medida la sal de tiosulfato de sodio o de amonio es más beneficiosa (Chandra y Jeffrey, 2004).

1.1.7 Recuperación de oro a partir de soluciones de lixiviación de tiosulfato de sodio

El uso del tiosulfato como alternativa tecnológica se aplica en los procesos de extracción de oro a partir de soluciones de lixiviación. La técnica convencional de adsorción de oro sobre carbón activado no es factible en este caso, ya que el aurotiosulfato no tiene afinidad por la superficie del carbón activado (Heath et al., 2008).

Las técnicas de cementación y adsorción mediante resinas de intercambio iónico se destacan actualmente como las más prometedoras debido a su alta efectividad en la recuperación de oro a partir de soluciones de lixiviación. El proceso de cementación solo se puede aplicar a lixiviados clarificados, mientras que las resinas se pueden aplicar tanto a pulpas como a lixiviados clarificados (Heath et al., 2008).

A. Adsorción de oro con carbón activado

La adsorción de oro con carbón activado es la técnica más utilizada en los procesos convencionales de cianuración. Sin embargo, este método no es adecuado para recuperar oro de soluciones lixiviantes con tiosulfato de amonio, ya que el complejo de oro-tiosulfato presenta una baja afinidad por el carbón activado.

La razón exacta por la cual el complejo de aurotiosulfato no se adhiere a la superficie del carbón activado aún no se ha entendido por

completo. Se sugiere que esto podría deberse a restricciones estéricas causadas por el gran tamaño del complejo de aurotiosulfato en comparación con otros complejos de oro más pequeños, como el diamino auroso (Sitando et al., 2020).

Aunque el diamino auroso también está presente en el lixiviado, su concentración es mucho menor en comparación con el aurotiosulfato. A diferencia del proceso de extracción con solventes, una mayor concentración de ion tiosulfato reduce la recuperación de oro en el carbón activado. Esto ocurre porque a medida que aumenta el tiosulfato, disminuye la cantidad de diamino auroso, lo que reduce la adsorción de oro en el carbón activado (Aylmore y Staunton, 2014).

El diamino auroso se forma en menor cantidad que el aurotiosulfato, por lo que, para mejorar la recuperación de oro, se debe aumentar la cantidad de amoníaco acuoso en el lixiviado, favoreciendo así la formación del complejo oro-amoníaco. No obstante, una cantidad excesiva de amoníaco acuoso puede interferir en la capacidad de este complejo para difundir adecuadamente, lo que también disminuye la adsorción de oro en la superficie del carbón activado (Aylmore y Staunton, 2014).

Adicionalmente, una elevada cantidad de ion tiosulfato neutraliza la adsorción de oro en el carbón activado. El tiosulfato libre en la solución dificulta el transporte del complejo de aurotiosulfato hacia la superficie del carbón activado. Además, el gran tamaño del complejo oro-tiosulfato le impide penetrar en los poros del carbón activado (Aylmore y Staunton, 2014). Cabe destacar que el tamaño de los poros del carbón activado utilizado generalmente se ajusta para adsorber tanto el aurotiosulfato como el diamino auroso, con un diámetro promedio de aproximadamente 2 nm. Por lo tanto, es importante conocer el diámetro iónico de estos compuestos. La Tabla 2 muestra el porcentaje de aurotiosulfato y diamino auroso que logran penetrar en los poros del carbón activado (Aylmore y Staunton, 2014).

Tabla 2

Diámetro de iones y porcentaje de complejos de oro que ingresan al interior de poros de carbón activado

Complejo de oro	Diámetro de iones (nm)	Cantidad de complejo que entra en los poros (%)
aurotiosulfato	2,62	51,07
Diamina Aurous	1,70	58,77

Nota. Navarro et al. (2006)

B. Flotación iónica

La flotación iónica es una técnica ampliamente utilizada para la eliminación y recuperación de metales disueltos en soluciones acuosas. Este método se basa en la adición de un colector iónico, una sustancia diseñada para interactuar con iones metálicos de carga opuesta, y un surfactante, que tiene la función de estabilizar las burbujas de gas, generalmente aire, que se generan en el fondo de la celda de flotación. La flotación iónica es especialmente efectiva para concentrar metales preciosos como oro, plata y platino, así como para eliminar contaminantes metálicos de soluciones industriales. Su eficacia depende en gran medida de la selectividad y afinidad del colector iónico hacia el metal objetivo, así como de las condiciones químicas de la solución, como el pH y la concentración de surfactantes. (Doyle, 2003).

Un colector iónico es una sustancia heteropolar diseñada específicamente para facilitar la recuperación de metales disueltos en soluciones acuosas. Esta molécula se caracteriza por tener dos partes distintas: una larga cadena hidrocarbonada hidrofóbica y un extremo polar. El extremo polar del colector se une selectivamente a los iones metálicos de interés que poseen carga opuesta, mientras que la parte hidrofóbica interactúa con la superficie de las burbujas de aire que ascienden en la celda de flotación.

El proceso se desarrolla de la siguiente manera: una vez que el colector se une al metal objetivo, las burbujas de aire capturan esta combinación metal-colector gracias a la afinidad de la parte hidrofóbica

del colector con las burbujas. A medida que estas burbujas ascienden a través de la solución, llevan consigo los metales adheridos a la superficie, formando una espuma en la parte superior de la celda de flotación. Esta espuma, rica en el metal deseado, puede ser retirada fácilmente para su procesamiento posterior.

El éxito de este mecanismo depende de varios factores, como la selectividad del colector hacia el metal objetivo, la estabilidad de las burbujas de aire, y las condiciones de la solución, como el pH y la concentración de surfactantes. Además, el diseño del colector juega un papel crucial, ya que debe equilibrar la afinidad por los iones metálicos con su capacidad para interactuar con las burbujas.

Gracias a su eficacia y flexibilidad, este proceso se utiliza ampliamente en la recuperación de metales preciosos como el oro y la plata, así como en la eliminación de contaminantes metálicos de soluciones industriales. La flotación iónica, impulsada por el uso de colectores diseñados adecuadamente, es una técnica esencial en la minería y en aplicaciones medioambientales, ofreciendo una solución eficiente y sostenible para la recuperación de metales en una amplia variedad de contextos.

Sin embargo, al escalar este proceso a escala industrial, hay algunos aspectos a considerar. Se debe tener en cuenta la cinética del proceso, así como la toxicidad de los reactivos de flotación a utilizar (Aylmore, 2016). La eficacia del proceso de flotación iónica depende en gran medida de la afinidad y selectividad del colector heteropolar hacia el metal disuelto que se busca recuperar. El colector debe ser capaz de unirse de manera eficiente y específica a los iones metálicos objetivo, formando un complejo estable que facilite su separación del resto de las especies presentes en la solución. Además de seleccionar un colector adecuado, se debe considerar la cantidad de agua contenida en la espuma recolectada (Polat y Erdogan, 2007). La recuperación exitosa del metal de interés se logra con una alta proporción de iones metálicos/agua en la espuma recolectada (Polat y Erdogan, 2007).

Aliquat es un colector altamente selectivo para la recuperación de oro en lixiviados, ya que se asocia específicamente con el oro y evita interacciones con otros metales básicos. Además, destaca por su resiliencia operativa y su capacidad para facilitar una recuperación rápida y eficiente del oro en forma de espuma, lo que lo convierte en una opción ideal para procesos industriales sostenibles y efectivos (Polat y Erdogan, 2007).

C. Cementación con polvo de cobre

La cementación consiste en la precipitación de un metal disuelto en solución en otro metal en base a la diferencia de potencial electroquímico existente entre ambos metales (Heath et al., 2008). Existen varios metales utilizados para precipitar el oro disuelto en licores de tiosulfato de amonio, como el cobre y el zinc (Heath et al., 2008). La Tabla 3 muestra los principales pares galvánicos utilizados para precipitar oro disuelto en licor de tiosulfato (Navarro et al., 2006).

Tabla 3

Fuerza electromotriz de diferentes pares galvánicos en la cementación de oro a partir de lixiviados amoniacaes de tiosulfato

Pareja galvánica	Diferencia de potencial electroquímico (V)
Au-Al	3,36
Au-Zn	2,45
Au-Fe	2,13
Ups	1,35

Nota. Navarro et al. (2006).

Según la Tabla 3, el aluminio sería el metal más adecuado para el proceso de cementación. Sin embargo, tiene la desventaja de formar aluminatos insolubles en el producto final. Por otro lado, el uso de hierro puede generar reacciones secundarias que pasivan la superficie del precipitante, lo que resulta en la contaminación del oro en el cemento (Navarro et al., 2006).

Los precipitantes más utilizados son el cobre y el zinc, que se ven afectados por los diferentes componentes del lixiviado tiosulfato (Navarro

et al., 2006). El caso del zinc, una mayor concentración de amoníaco acuoso en comparación con la concentración de iones de tiosulfato en el lixiviado permite una recuperación de oro de más del 90 % en solo media hora (Navarro et al., 2006). Hay que tener en cuenta que, a mayor presencia de amoníaco en solución, hay mayor cantidad de oro como complejo diamino auroso (Navarro et al., 2006). La tabla 4 muestra que tanto el aurotiosulfato como el diamino auroso tienen constantes de estabilidad similares pero diferentes tamaños (Navarro et al., 2006).

Tabla 4

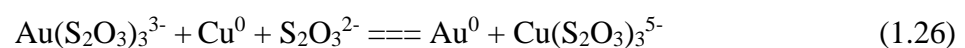
Constantes de estabilidad y volúmenes de aurotiosulfato y iones de diamino auroso

Complejo de oro	Constante de estabilidad	Volumen de iones (Å)
Diamino Auroso	26,0	3,22
aurotiosulfato	26,5	11,66

Nota. Navarro et al. (2006).

El mayor número de iones adsorbidos en la superficie de zinc son los presentes en forma de diamino auroso, ya que son menos voluminosos que el aurotiosulfato (Navarro et al., 2006). Por tanto, es preferible aumentar la cantidad de amoníaco acuoso en el lixiviado y mantener bajas concentraciones de iones tiosulfato para obtener altas recuperaciones sobre la superficie de zinc (Navarro et al., 2006).

Al cementar oro con polvo de cobre, la reducción del complejo de tiosulfato de oro se realiza de la siguiente manera:



Las reacciones paralelas pueden interferir en la deposición uniforme del oro sobre el cobre metálico, afectando la eficiencia del proceso y generando compuestos no deseados. Controlar las condiciones químicas y operativas es clave para minimizar estos efectos. Este es el caso de la conversión de iones de cobre disueltos en solución en sulfuro de cobre, que produce un efecto pasivante sobre la superficie metálica del cobre (Heath et al., 2008). La formación de sulfuro de cobre durante el

proceso de cementación de oro se produce a través de una serie de reacciones químicas específicas, que pueden influir en la eficiencia del proceso. Este fenómeno ocurre de la siguiente manera:



El pH del lixiviado es fundamental en la cementación con polvo de cobre, ya que influye en la eficiencia de la deposición del oro. Un pH adecuado optimiza la interacción cobre-oro y previene la formación de compuestos no deseados que pueden reducir la recuperación del metal. Controlar el pH es clave para un proceso eficiente y limpio. Un pH alto indica una mayor concentración de amoníaco acuoso, favoreciendo la formación del complejo de diamino auroso, que precipita más rápido que el aurotiosulfato (Navarro et al., 2006). Además, el agua amoniacal presente en el lixiviado en el momento de la cementación permite estabilizar los iones de cobre disueltos, lo que evita la posterior formación de óxidos y sulfuros de cobre que pasivan la superficie del cobre metálico (Navarro et al., 2006).

Sin embargo, debe tenerse en cuenta que un aumento en la concentración de amoníaco acuoso también promueve la formación de cupetramina, que disuelve el oro ya depositado en la superficie del precipitante (Guerra y Dreisinger, 1999).

Sin embargo, no está del todo claro en qué medida una mayor cantidad de amoníaco acuoso favorece la cementación de oro a polvo de cobre (Guerra y Dreisinger, 1999). Otro aspecto importante es la concentración de iones de cobre. Una mayor concentración de estos iones reduce la recuperación de oro en polvo de cobre, ya que existe competencia entre la precipitación de oro y la reducción de cobre disuelto (Guerra y Dreisinger, 1999).

1.2 Antecedentes

1.2.1 Internacionales

Chaka y Rupprecht (2022) investigaron el uso de tiosulfato como alternativa al cianuro para la extracción de oro en minerales carbonosos del yacimiento Legadembi, Etiopía. El estudio se centró en evaluar si este método podía superar los desafíos ambientales y técnicos asociados al cianuro, especialmente en minerales con contenido de carbono que dificultan la recuperación de oro debido al fenómeno de "preg-robbing", en pruebas de laboratorio con minerales que tenían una ley promedio de 1,25 g/t de oro, el tiosulfato logró una recuperación del 90,54 % tras 48 horas, muy superior al 61,70 % alcanzado con cianuro bajo las mismas condiciones. Además, el tiosulfato mostró mejores resultados en un rango de pH más bajo (10,0–10,5), aunque su eficacia disminuyó a 62,5 % en pH más altos (11,5). En contraste, el cianuro experimentó pérdidas significativas de eficiencia debido al efecto de "preg-robbing", lo que además incrementó los costos operativos por la necesidad de usar más reactivo, desde el punto de vista económico, la lixiviación con tiosulfato resultó ser más asequible, con un costo de 307,00 birr/t, frente a los 371,94 birr/t del cianuro. Esto se debe en parte a que no requiere procesos adicionales de detoxificación de residuos. Sin embargo, el consumo de tiosulfato fue elevado (9 g/L), y los autores sugieren realizar más investigaciones para optimizar su uso y reducir los costos operativos, en conclusión, el tiosulfato se presenta como una alternativa prometedora para procesar minerales carbonosos que son problemáticos para el cianuro. A pesar de los avances, todavía se necesitan más estudios para abordar retos como el alto consumo de reactivos y mejorar la recuperación a gran escala. Este método podría impulsar prácticas de lixiviación más sostenibles y rentables en la minería de oro.

Ledesma-Herrera et al. (2022) evaluaron el sistema de lixiviación Tiosulfato-Amoníaco-Cobre (TACu) como alternativa ambiental al cianuro para recuperar oro y plata contenidos en escorias de la unidad La Herradura. Estas escorias, con concentraciones de 168 g/t de oro y 437 g/t de plata, presentaron un alto potencial de recuperación debido a la presencia de aleaciones de Au-Ag (75 %) y Au-Ag-Cu (22 %), asociadas principalmente a partículas de silicatos de zinc.

Los experimentos demostraron que el sistema TACu alcanzó velocidades de disolución superiores a las del cianuro, mejorando la recuperación de metales preciosos. La adición de iones de zinc en concentraciones de 100 a 400 ppm incrementó la velocidad de disolución del oro, aunque este efecto catalizador fue limitado por debajo de 200 ppm. Además, la textura y tamaño de las partículas metálicas fueron factores clave que afectaron la eficiencia del proceso, ya que un 45 % del oro estaba encapsulado en inclusiones de silicatos de zinc de tamaño promedio de 5 micras, el estudio concluye que, aunque el sistema TACu es una alternativa prometedora al cianuro, presenta desafíos relacionados con la estabilidad del tiosulfato y la liberación de metales preciosos desde las escorias. Se sugiere que futuras investigaciones optimicen las condiciones de lixiviación para mejorar la eficiencia del proceso y maximizar las tasas de recuperación en este tipo de materiales secundarios.

Ahlatci et al. (2022) en su estudio presenta un enfoque innovador para abordar las preocupaciones ambientales asociadas con el uso de cianuro en la minería, introduciendo el uso de trimercapto-s-triazina (TMT), un reactivo organosulfurado no tóxico, para la recuperación de plata de soluciones de tiosulfato amoniacal. Este método busca responder a la creciente demanda de plata, impulsada por su papel clave en tecnologías sostenibles como las células solares y los vehículos eléctricos, al tiempo que supera las limitaciones técnicas en la recuperación de metales de estas soluciones, la investigación analizó variables como las concentraciones de TMT, tiosulfato y amoníaco, utilizando un diseño estadístico avanzado. Los resultados indicaron que el TMT es el factor más decisivo en la recuperación de plata. Una concentración de 0,69 mM permitió precipitar hasta el 96,5 % de la plata en solo un minuto, demostrando la eficacia y rapidez del método. En pruebas con soluciones reales provenientes de minerales de plata, el proceso alcanzó una recuperación de hasta el 99,0 % de plata, aunque también coprecipitó cobre (94,7 %) y zinc (34,6 %), dejando espacio para optimizar la selectividad del proceso. Los análisis con técnicas avanzadas como SEM-EDS y FT-IR confirmaron la composición y estructura de los precipitados, validando la eficacia y seguridad del TMT como reactivo. Este estudio concluye que el TMT es una solución eficiente, no tóxica y sostenible para la recuperación

de plata en procesos de lixiviación con tiosulfato, con un gran potencial para aplicaciones industriales responsables en la minería de metales preciosos.

Riastuti et al. (2022) estudiaron la extracción de oro con tiosulfato amoniacal en un mineral refractario de sulfuro de oro de Bolaang Mongondow, Indonesia. Su investigación se centró en cómo la concentración de tiosulfato y la temperatura afectan la eficiencia del proceso. Descubrieron que las mejores condiciones para la extracción fueron una concentración de tiosulfato de 0,1 M y una temperatura de 40 °C durante 2 horas. Con estas condiciones, combinadas con un pH de 10, una densidad de pulpa del 20 % y una velocidad de agitación de 400 rpm, lograron una extracción máxima de oro del 62 %, el estudio también mostró que concentraciones de tiosulfato más altas (0,2 M) reducían la recuperación de oro debido a una menor estabilidad del complejo catalítico $\text{Cu}(\text{NH}_3)_4^{2+}$, lo que afectaba la velocidad de la reacción. Además, aunque temperaturas de hasta 40 °C mejoraron la extracción, valores más altos (60 °C) la disminuyeron, debido a la volatilización del amoníaco y a la pérdida de estabilidad del sistema lixivante. La caracterización del mineral inicial reveló altos niveles de pirita, lo que complicaba el proceso porque favorecía la descomposición del tiosulfato. Para solucionar este problema, los investigadores emplearon un pretratamiento por tostado, que transformó la pirita en hematita, reduciendo su interferencia durante la lixiviación, en conclusión, Riastuti et al. señalaron que el uso de tiosulfato amoniacal es una alternativa prometedora al cianuro para la lixiviación de oro, pero depende de un control cuidadoso de las condiciones operativas. Resaltaron la importancia de equilibrar la estabilidad del tiosulfato y la eficacia del catalizador de cobre para optimizar el proceso en minerales difíciles de tratar.

Yang et al. (2019) estudiaron un proceso innovador de lixiviación de oro con tiosulfato bajo presión de oxígeno, eliminando el uso de catalizadores de cobre y amoníaco para superar las limitaciones ambientales y técnicas de los métodos convencionales. Los experimentos demostraron que, bajo condiciones óptimas de lixiviación (0,4 MPa de presión de oxígeno, 0,5 M de tiosulfato de sodio, pH inicial 12 y 85 °C durante 4 horas), se logró una extracción de oro del 87,6 %, aunque con un consumo elevado de tiosulfato de 55,3 kg/t., para mejorar la eficiencia, se añadió un aditivo polimérico llamado fosfato de polivinil alcohol amoniacal (AAPP), que incrementó la extracción de oro al 90,2 % y redujo el

consumo de tiosulfato a 45,7 kg/t. El análisis mediante SEM/EDS y XPS mostró que el AAPP previno la formación de capas de pasivación en la superficie del mineral, compuestas principalmente de FeOOH , Fe_2O_3 , Al_2O_3 y azufre elemental, este aditivo actuó generando repulsión electrostática entre las especies de pasivación y el oro, facilitando la lixiviación. Finalmente, se evaluó la recuperación de oro mediante resinas de intercambio aniónico, obteniendo tasas de adsorción superiores al 98 % con la resina Tulsion A-21S. Además, el oro cargado en la resina se desorbe casi completamente utilizando una solución eluyente compuesta por cloruro y sulfito. Este enfoque ofrece una alternativa ambientalmente amigable y técnica viable al cianuro, simplificando la composición de la solución de lixiviación y minimizando el impacto ambiental. Sin embargo, el consumo elevado de tiosulfato sigue siendo un desafío, especialmente en condiciones de alta temperatura y presión.

Ilyas et al. (2018) en su capítulo Thiosulfate Leaching of Gold, analizan en profundidad el uso del tiosulfato como una alternativa al cianuro para la extracción de oro, destacando su potencial como una opción más segura para el medio ambiente y económicamente viable. Este enfoque ha ganado relevancia debido a las crecientes preocupaciones sobre la toxicidad del cianuro y su impacto ambiental. Los autores señalan que el tiosulfato es especialmente útil en minerales difíciles de procesar, como aquellos con altas concentraciones de cobre o materia carbonosa, que suelen consumir grandes cantidades de cianuro y complicar su eficacia. Resaltan las ventajas de la lixiviación con tiosulfato, incluyendo su baja toxicidad, facilidad de manejo y capacidad para formar complejos estables con el oro. No obstante, también abordan los desafíos asociados con esta técnica. Entre ellos destacan la inestabilidad del tiosulfato en ciertas condiciones, lo que puede llevar a su rápida descomposición, y la necesidad de optimizar el uso de catalizadores como el cobre para mejorar las tasas de recuperación de oro. Además, el proceso enfrenta dificultades técnicas, como la interferencia de otros metales presentes en los minerales y el elevado consumo de reactivos, muestra que, aunque en ciertos casos el tiosulfato puede igualar o superar las tasas de recuperación logradas con cianuro, el éxito depende de un control cuidadoso de las condiciones operativas, como el pH, la concentración de tiosulfato y la proporción de catalizadores metálicos. También enfatizan la importancia de

desarrollar métodos eficientes de recuperación del oro, como resinas de intercambio iónico o técnicas de adsorción, para mejorar la viabilidad comercial de este método, en resumen, los autores concluyen que la lixiviación con tiosulfato es una alternativa prometedora que podría transformar la industria minera si se logran superar los retos técnicos y económicos. Recomiendan continuar con investigaciones para mejorar la estabilidad del tiosulfato, reducir el consumo de reactivos y desarrollar tecnologías avanzadas de recuperación. Este enfoque no solo podría reducir significativamente el impacto ambiental, sino también ofrecer una solución efectiva para minerales que no son adecuados para los métodos tradicionales con cianuro.

Liu et al. (2018) realizaron un análisis termodinámico de la lixiviación de oro utilizando soluciones de tiosulfato amoniacal catalizadas por cobalto Co(III) / Co(II) . A través de diagramas Eh-pH y de especiación, investigaron los mecanismos catalíticos y propusieron optimizaciones para este proceso. Los resultados mostraron que los pares redox $\text{Co(NH}_3)_6^{3+}/\text{Co(NH}_3)_x^{2+}$ (donde x varía de 1 a 6) son altamente estables dentro de un rango de pH entre 8,8 y 9,7 y con valores de potencial Eh de 0,05 V a 0,30 V. Este sistema demostró ser más eficiente que el tradicional basado en cobre, consumiendo menos tiosulfato, una de las principales ventajas señaladas fue la estabilidad estructural del complejo $\text{Co(NH}_3)_6^{3+}$, que reduce significativamente la oxidación y descomposición del tiosulfato, mejorando así la eficiencia del proceso. En contraste, los complejos Cu(II)-NH_3 son más reactivos con el tiosulfato, lo que resulta en un mayor consumo del reactivo. Además, se identificó que el cobalto (Co(III)) cataliza la oxidación del oro en el área anódica, mientras que en el área catódica ocurre la reducción del oxígeno, siguiendo un mecanismo electroquímico similar al del sistema basado en cobre, el estudio concluye que el sistema $\text{Co-NH}_3\text{-S}_2\text{O}_3^{2-}$ es una alternativa prometedora al cobre para la lixiviación de oro con tiosulfato, ya que ofrece menor consumo de reactivos y reduce el impacto ambiental. No obstante, los autores recomiendan realizar experimentos para validar los modelos termodinámicos y optimizar parámetros como las concentraciones de amoníaco y cobalto, antes de implementar este método en aplicaciones industriales. Este trabajo proporciona una base teórica sólida para avanzar hacia una lixiviación de oro más eficiente y sostenible en la minería.

Sitando et al. (2018) llevaron a cabo una revisión detallada sobre la lixiviación de oro en soluciones de tiosulfato no amoniacales, analizando los factores que influyen en la eficiencia del proceso, como la mineralogía, la estabilidad del tiosulfato y la pasivación de la superficie del oro. Este método surge como una alternativa viable al cianuro, especialmente para minerales complejos y con alto contenido de cobre, aunque enfrenta importantes retos técnicos, el estudio resaltó que la degradación del tiosulfato produce compuestos como politionatos y azufre elemental, que pueden recubrir la superficie del oro y reducir las tasas de lixiviación. A pesar de este desafío, los autores identificaron estrategias prometedoras para regenerar el tiosulfato directamente en el sistema, lo que podría compensar su consumo. En particular, destacaron que el tiosulfato puede regenerarse a partir de politionatos, sulfuros y otros minerales ricos en azufre, un mecanismo clave para mantener su concentración en la solución de lixiviación también se analizó cómo el control de las condiciones de Eh-pH puede prevenir la formación de especies que inhiben la disolución del oro. Asimismo, se exploraron alternativas a los oxidantes amoniacales tradicionales, como complejos de hierro (III) y cobre (II), que demostraron ser efectivos para estabilizar el tiosulfato y mejorar el rendimiento del proceso, en conclusión, Sitando et al. destacaron que la lixiviación con tiosulfato no amoniacal tiene un gran potencial para sustituir al cianuro en ciertas aplicaciones, pero su implementación a escala industrial requiere más investigación. En particular, se necesita optimizar las condiciones operativas y resolver problemas como la pasivación del oro y el consumo elevado de reactivos. Este estudio proporciona una base sólida para avanzar hacia procesos más sostenibles y eficientes en la minería de oro.

1.2.2. Nacionales

Xu et al. (2017) realizaron una revisión detallada sobre el uso de tiosulfato para la lixiviación de oro, enfocándose en dos desafíos clave: el alto consumo de tiosulfato y la recuperación eficiente del oro disuelto. Este método, que se considera una alternativa más segura y ecológica al cianuro, enfrenta importantes obstáculos que han dificultado su adopción a gran escala en la industria minera. Los autores destacaron que el consumo elevado de tiosulfato, que a menudo supera los 25 kg por tonelada de mineral procesado, se debe a su inestabilidad y a

las reacciones catalíticas generadas por ciertos minerales asociados. Para abordar este problema, propusieron soluciones como ajustar cuidadosamente las condiciones de reacción, utilizar aditivos estabilizantes, generar tiosulfato directamente en el proceso y reemplazar los catalizadores tradicionales de cobre y amoníaco por otros más eficientes, como los basados en níquel o cobalto, en cuanto a la recuperación del oro, señalaron que la adsorción con resinas de intercambio iónico es una de las técnicas más prometedoras. Este método permite recuperar eficazmente el complejo de aurotiosulfato y es compatible con condiciones industriales, especialmente al usar resinas de base fuerte que soportan altas concentraciones de aniones competidores. Aun así, subrayaron la necesidad de simplificar los procesos de elución para reducir costos y mejorar la viabilidad económica del sistema, en conclusión, el estudio afirmó que, aunque la lixiviación con tiosulfato tiene un gran potencial, su éxito dependerá de mejorar la estabilidad del sistema y optimizar las técnicas de recuperación de oro. Con estas mejoras, el tiosulfato podría convertirse en una alternativa viable y sostenible al cianuro, especialmente en yacimientos complejos y en operaciones con estrictos estándares ambientales.

Petter et al. (2015) evaluaron la lixiviación de oro y plata a partir de placas de circuito impreso (PCB) de teléfonos móviles mediante el uso de tiosulfato como una alternativa al cianuro, buscando métodos más seguros y sostenibles. En la caracterización inicial, utilizando agua regia, se encontró que las PCB contenían 86,26 g de oro por tonelada y 123,85 g de plata por tonelada. Al emplear un reactivo comercial basado en cianuro, la extracción de oro aumentó a 112,02 g/ton, mientras que la de plata fue menor, alcanzando solo 26,13 g/ton, en los experimentos con tiosulfato, se probaron diferentes concentraciones de tiosulfato de sodio y amonio, junto con aditivos como hidróxido de amonio, sulfato de cobre y peróxido de hidrógeno. Los resultados mostraron que el sistema de lixiviación con tiosulfato tuvo una menor eficiencia en comparación con el cianuro, logrando extracciones de oro y plata significativamente más bajas (11 % para el oro y 21 % para la plata en las mejores condiciones). La adición de cobre como catalizador mejoró la lixiviación de plata, mientras que el peróxido de hidrógeno tuvo un impacto limitado en ambos metales, el estudio concluye que, aunque el tiosulfato tiene ventajas ambientales, la eficiencia del proceso debe mejorarse

significativamente para competir con el cianuro en la recuperación de metales preciosos de PCB. Además, se recomienda investigar parámetros adicionales y concentraciones de reactivos para optimizar la extracción y minimizar el consumo de reactivos. Estos hallazgos subrayan la necesidad de más investigaciones para desarrollar métodos más eficientes y sostenibles en la recuperación de metales de residuos electrónicos.

Xu et al. (2015) investigaron la lixiviación con tiosulfato de un calcine refractario de concentrado de oro, enfocándose en la optimización del proceso mediante el uso de aditivos. La lixiviación convencional con tiosulfato mostró limitaciones significativas, como un alto consumo de tiosulfato (42,4 %) y una extracción de oro relativamente baja (72,7 %). Para abordar estas limitaciones, se evaluaron diferentes aditivos, entre ellos cloruro de sodio, sulfito de sodio, carboximetilcelulosa (CMC), almidón carboximetílico (CMS) y ácido húmico sódico (HA), los resultados indicaron que el ácido húmico sódico fue el aditivo más efectivo, logrando aumentar la extracción de oro al 81,4 % y reducir el consumo de tiosulfato al 13,2 %. Este rendimiento superó incluso al de la cianuración convencional (78,2 %). Los análisis XPS y SEM/EDS revelaron que el HA mitigó la formación de capas de pasivación en la superficie del calcine, al debilitar la interacción entre los iones cúpricos y el tiosulfato, y eliminar los efectos catalíticos de los minerales de hierro sobre la descomposición del tiosulfato. Además, el HA evitó la formación de especies de pasivación como sulfuros de cobre y azufre elemental, facilitando así la extracción de oro encapsulado, en lixiviaciones cíclicas, el uso de HA mantuvo una alta eficiencia de extracción (79,1 %) y redujo aún más el consumo de tiosulfato a 6,8 % después de cinco ciclos, destacando su potencial para aplicaciones industriales sostenibles. Este estudio demuestra que el HA es un aditivo prometedor para la lixiviación con tiosulfato, mejorando significativamente tanto la eficiencia como la sostenibilidad del proceso.

Baron et al. (2013) estudiaron cómo cambian las propiedades de la interfaz entre el oro y el electrolito durante la lixiviación con tiosulfato, utilizando espectroscopía Raman de superficie mejorada (SERS) y voltametría lineal. Su investigación se centró en el impacto de las capas pasivas que se forman en la superficie del oro y cómo afectan la eficiencia del proceso, además de evaluar el

efecto de aditivos como la tiourea y el amoníaco, los resultados mostraron que los subproductos de la descomposición del tiosulfato, como el tetrionato y el azufre elemental, juegan un papel clave en la formación de una capa pasiva que inhibe la disolución del oro. Sin embargo, la adición de tiourea y amoníaco mejoró considerablemente las tasas iniciales de lixiviación. Estos aditivos interactúan con Au(I) para formar complejos superficiales que bloquean la adsorción de especies de azufre oxidado responsables de la pasivación del oro. La tiourea fue especialmente efectiva, ya que promovió la formación de complejos oro-tiourea y evitó la generación de tetrionato en la superficie. Por su parte, el amoníaco favoreció la formación de un complejo mixto de tiosulfato-amoníaco-oro, aumentando las tasas iniciales de lixiviación. Sin embargo, a pesar de estas mejoras, el amoníaco no logró prevenir completamente la pasivación del oro tras tiempos prolongados de lixiviación, en conclusión, Baron et al. resaltaron que la incorporación de aditivos como tiourea y amoníaco puede mejorar significativamente el rendimiento de la lixiviación de oro con tiosulfato. Sin embargo, enfatizaron la necesidad de optimizar aún más el proceso para reducir la formación de productos pasivantes y mejorar la eficiencia a largo plazo. Este enfoque podría ser clave para desarrollar métodos de lixiviación más sostenibles y eficaces en la industria minera.

Chaparro et al. (2012) investigaron el uso de resinas de intercambio aniónico, específicamente AuRIX®100, para la recuperación del complejo oro-tiosulfato en medio amoniacal, destacando su potencial como alternativa al cianuro. A través de experimentos en reactores batch y columnas de intercambio iónico, se identificaron las condiciones óptimas para maximizar la adsorción de oro. Los resultados indicaron que, a 25 °C, un pH de 10,5 y una concentración de tiosulfato de 0,04 M, se logró una recuperación de oro del 99 % en tres horas. En cuanto a las variables estudiadas, se encontró que la velocidad de agitación y el pH son factores críticos. Un pH mayor a 11 provocó la degradación del tiosulfato, reduciendo la adsorción de oro. Por otro lado, la concentración de oro inicial (1 a 8 mg/L) influyó en los porcentajes de recuperación, siendo 1 mg/L la más eficiente. En pruebas de columna, se determinó que el flujo de solución y el volumen de resina afectan significativamente la saturación y la eficiencia del proceso, el estudio concluye que las resinas de intercambio aniónico, como

AuRIX®100, son una alternativa viable al cianuro, especialmente en condiciones industriales típicas. No obstante, se identificaron desafíos, como la necesidad de controlar la estabilidad del tiosulfato y la influencia de impurezas presentes en la solución. Este enfoque promueve el desarrollo de métodos más sostenibles para la recuperación de metales preciosos.

Jeffrey et al. (2010) desarrollaron un proceso de elución mejorado para recuperar complejos de tiosulfato de oro de resinas de intercambio iónico mediante un sistema basado en cloruro y sulfito. Este método aborda las limitaciones de sistemas anteriores, como el uso de nitrato, tritronato y otros eluyentes, que presentaban problemas de estabilidad, costos y regeneración de resinas. El estudio demostró que la adición de sulfito al eluyente genera un complejo mixto $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)(\text{SO}_3)^{3-}$, que reduce significativamente la afinidad del oro por las resinas, facilitando la elución. Utilizando cloruro como eluyente principal y sulfito como aditivo, el oro se eluyó completamente en 6 volúmenes de lecho (BV) a una tasa de flujo de 2 BV/h, logrando una eficiencia comparable a métodos más costosos o inestables, además, se incluyó una etapa de pre-elución para eliminar cobre antes de la elución de oro, utilizando una solución de tiosulfato de amonio. Este paso eliminó el 99,7 % del cobre adsorbido, preservando más del 97 % del oro en la resina, lo que mejoró la calidad del oro recuperado en la etapa de electrorrecuperación. Durante esta etapa, el oro recuperado mostró una pureza del 97,8 % sin formación de precipitados de sulfuro, gracias al efecto estabilizador del sulfito. El sistema se probó en un mini-rig continuo durante 22 días, demostrando que el proceso podía operar en un circuito cerrado sin necesidad de regeneración de resinas. El circuito mantuvo concentraciones de oro en solución por debajo de 0,005 mg/L en el efluente, lo que indica una recuperación casi completa del metal, este método ofrece una solución económica y ambientalmente sostenible para la recuperación de oro, con beneficios adicionales como la reducción de costos operativos y la mejora en la calidad del producto final. Sin embargo, los autores sugieren que futuras investigaciones podrían optimizar aún más el proceso mediante ajustes en las condiciones de operación y la composición del eluyente.

Senanayake (2005) realizó un análisis detallado sobre el uso de tiosulfato en la lixiviación de oro, evaluando cómo los ligandos y oxidantes influyen en este

proceso, que se propone como una alternativa más ecológica al cianuro. Los resultados mostraron que el tiosulfato es altamente eficaz cuando se combina con amoníaco y cobre (II), ya que juntos forman el complejo $\text{Au}(\text{S}_2\text{O}_3)_2^{3-}$, estable y capaz de lograr una alta recuperación de oro. El estudio identificó que el pH óptimo para la lixiviación es alrededor de 10,5, ya que en niveles más altos el tiosulfato tiende a descomponerse, aumentando su consumo. La presencia de amoníaco desempeña un papel clave al estabilizar tanto el tiosulfato como el cobre (II), lo que reduce la formación de subproductos como tetrionato y tritronato, que podrían afectar negativamente el proceso. Senanayake también señaló que la efectividad del tiosulfato depende de la composición mineral del material. Minerales que contienen sulfuros pueden consumir grandes cantidades de tiosulfato, reduciendo la recuperación de oro. Asimismo, la temperatura influye de manera significativa: temperaturas moderadas (alrededor de 60 °C) mejoraron la extracción en algunos minerales, mientras que temperaturas más altas disminuyeron la recuperación debido a la formación de compuestos que pasivan, como sulfuro de cobre (II), en cuanto a la optimización, el autor destacó que ajustar las concentraciones de reactivos, controlar la calidad del agua y manejar adecuadamente la interacción de ligandos podría reducir el consumo de tiosulfato y mejorar la eficiencia del proceso. Sin embargo, también subrayó que aún existen desafíos técnicos significativos para implementar este método a escala industrial, en conclusión, Senanayake destacó que, aunque el tiosulfato tiene un gran potencial como alternativa al cianuro, se requiere más desarrollo para convertirlo en una solución práctica. Este método podría ser especialmente útil en contextos donde el uso de cianuro es limitado por razones ambientales o técnicas.

Chu et al. (2003) estudiaron cómo la oxidación del tiosulfato afecta la lixiviación de oro en soluciones amoniacales con oxígeno, prestando especial atención a los productos intermedios que disminuyen la eficiencia del proceso. Utilizaron técnicas avanzadas, como la microbalanza de cristal de cuarzo rotatoria (REQCM), para medir en tiempo real la oxidación del oro y analizar los mecanismos detrás de estos efectos. Los resultados mostraron que, aunque el proceso de lixiviación era inicialmente eficiente en soluciones sin oxígeno, la introducción de oxígeno redujo notablemente las tasas de lixiviación. Esto se debió a la formación de disulfito ($\text{S}_2\text{O}_5^{2-}$), un subproducto generado por la

reacción entre el tiosulfato y el cobre (II) en presencia de oxígeno, que inhibe la oxidación del oro. Los experimentos revelaron que la acumulación de disulfito afectaba significativamente la eficiencia, pero su eliminación mediante oxidación con cobre (II) permitió recuperar tasas más altas de lixiviación, también se evaluó cómo factores como la concentración de oxígeno, la presión parcial y la velocidad de flujo influían en la formación de disulfito y la eficacia del proceso. Disminuir la presión parcial y el flujo de oxígeno ayudó a mitigar la acumulación de disulfito, mejorando las tasas de recuperación de oro. Estos hallazgos resaltan la importancia de un control riguroso de las condiciones de oxígeno durante la lixiviación para optimizar la eficiencia, en conclusión, destacaron que, si bien el tiosulfato es una alternativa prometedora al cianuro, su uso a escala industrial requiere estrategias para minimizar la formación de inhibidores como el disulfito. Esto incluye ajustar cuidadosamente la cantidad de oxígeno en el sistema y desarrollar métodos para estabilizar el tiosulfato en las soluciones de lixiviación. Este estudio aporta información valiosa para avanzar hacia sistemas de lixiviación de oro más sostenibles y eficientes.

Grosse et al. (2003) analizan el uso de soluciones de tiosulfato amoniacal como una alternativa más segura y sostenible al cianuro para la extracción de oro. Destacan que el tiosulfato tiene menores riesgos de toxicidad y contaminación, siendo especialmente relevante tras incidentes como el desastre de Baia Mare. Además, es más económico y permite trabajar con materiales complejos como minerales con cobre y manganeso. Sin embargo, su uso enfrenta limitaciones debido a su inestabilidad química, que lo hace susceptible a degradarse en ciertas condiciones. El estudio también evalúa métodos de recuperación de oro tras la lixiviación con tiosulfato. Aunque técnicas como la adsorción con carbón activado y la extracción con solventes mostraron problemas de afinidad y eficiencia, las resinas de intercambio iónico destacaron por su capacidad de personalización para mejorar la selectividad hacia el oro. Resinas como Aurix y Minix demostraron buenos resultados, especialmente al ser optimizadas para lidiar con interferencias de metales como el cobre. Aun así, las interferencias químicas siguen siendo un desafío que afecta la eficiencia del proceso, en conclusión, aunque prometedor, el uso de tiosulfato requiere más investigación para superar sus limitaciones actuales. Los autores sugieren que el desarrollo de resinas poliméricas avanzadas

y la optimización de los procesos podrían ser la clave para lograr una recuperación de oro más eficiente y sostenible en el futuro.

Breuer y Jeffrey (2002) estudiaron la electroquímica del oro en soluciones de tiosulfato con cobre y amoníaco, utilizando técnicas avanzadas como la microbalanza de cristal de cuarzo electroquímica rotatoria (REQCM). Su investigación se enfocó en los procesos anódicos y catódicos que ocurren durante la lixiviación del oro, así como en los factores que limitan su eficiencia. El estudio reveló que la oxidación del oro en soluciones de tiosulfato es mínima sin la presencia de amoníaco, pero mejora considerablemente cuando este compuesto se añade. Además, el cobre(II) actúa como un oxidante clave que acelera la lixiviación del oro. Sin embargo, el proceso enfrenta complicaciones debido a la interacción entre el cobre(II) y el tiosulfato, que produce tetrionato y reduce la disponibilidad de cobre(II) en la solución, ralentizando así la oxidación del oro, los resultados mostraron que tanto la concentración de cobre(II) como la temperatura influyen directamente en la eficiencia del proceso. Concentraciones de cobre(II) superiores a 2 mM y temperaturas más altas aumentaron las tasas de lixiviación, aunque esto también elevó el consumo de reactivos. Por otro lado, un aumento en la concentración de tiosulfato mejoró la oxidación del oro, pero también promovió la formación de subproductos no deseados, lo que podría limitar la sostenibilidad del proceso, en conclusión, señalaron que la lixiviación con tiosulfato tiene un gran potencial como una alternativa más sostenible al cianuro. Sin embargo, destacaron la necesidad de controlar cuidadosamente la estabilidad del sistema y optimizar las condiciones operativas para abordar los desafíos técnicos y permitir su implementación a gran escala. Este enfoque podría representar un avance importante hacia una minería de oro más respetuosa con el medio ambiente.

Ficeriová et al. (2002) investigaron la lixiviación de oro en un concentrado complejo de CuPbZn mediante tiosulfato amoniacal, utilizando activación mecánica como pretratamiento. Los resultados destacaron que este enfoque mejora significativamente la recuperación de oro, alcanzando un 99 % en solo 45 minutos para muestras tratadas con una energía de 403 kWh/t. En contraste, el concentrado sin tratar permitió recuperar solo un 54 % de oro tras 120 minutos, el estudio demostró que la activación mecánica genera cambios fisicoquímicos

importantes en el concentrado, como aumento del área superficial específica y amorfización de minerales, lo que facilita la lixiviación. Los análisis mostraron que la amorfización de esfalerita (ZnS) y galena (PbS) es clave para liberar el oro asociado, mientras que pirita (FeS_2) permanece prácticamente inalterada y sin influencia significativa en la recuperación. Además, los autores observaron que la cinética de lixiviación depende del grado de desorden estructural inducido por la molienda, así como del aumento del área superficial. En las muestras más activadas, se logró una disolución inicial rápida del oro, confirmando la eficiencia de la activación mecánica como pretratamiento, en conclusión, proponen que la lixiviación con tiosulfato, combinada con activación mecánica, es una alternativa efectiva y ambientalmente segura al cianuro para procesar concentrados complejos de oro. Este enfoque optimiza tanto la recuperación como el tiempo de procesamiento, aunque requiere un control preciso de los parámetros energéticos y de molienda para maximizar su eficacia.

1.2.3 Locales

Molleman y Dreisinger (2002) investigaron la aplicación de tiosulfato de amonio como alternativa al cianuro para la lixiviación de minerales de cobre-oro, explorando condiciones experimentales como la aireación, temperatura y adición de reactivos. Los resultados demostraron que la lixiviación con tiosulfato ofrece ventajas ambientales y económicas frente al cianuro, especialmente en minerales con altas concentraciones de cobre, donde el cianuro resulta ineficaz debido a su alta demanda por complejos de cobre-cianuro. Los experimentos mostraron que tanto la extracción de oro como la estabilidad del tiosulfato dependen de un equilibrio entre la aireación y los iones cúpricos. Por ejemplo, un proceso de lixiviación de 24 horas sin aireación forzada permitió altas extracciones de oro con un consumo moderado de tiosulfato. Sin embargo, en sistemas aireados, el exceso de oxígeno junto con el cobre incrementó la degradación del tiosulfato, lo que disminuyó la eficiencia del proceso. Se encontró que la lixiviación de minerales como calcosina y malaquita logró mayores extracciones de cobre y oro, mientras que minerales como calcopirita y covelina presentaron bajas extracciones debido a la menor reactividad de estas fases en el sistema de tiosulfato. Además, la adición de reactivos como sulfito y sulfato no mejoró significativamente la estabilidad del tiosulfato, mientras que la adición de

amoníaco incrementó las extracciones de cobre, aunque con un impacto negativo en la estabilidad del sistema, el estudio concluye que el uso de tiosulfato de amonio es viable para minerales de cobre-oro, pero su implementación requiere un control preciso de las condiciones de lixiviación para minimizar la degradación del tiosulfato y optimizar la recuperación de metales. Este enfoque representa un avance hacia tecnologías más sostenibles para la recuperación de metales preciosos en minería.

Aylmore (2001) investigó el uso de lixiviación con tiosulfato amoniacal para extraer oro de concentrados refractarios de sulfuros de oro y cobre, proponiéndolo como una alternativa no tóxica al cianuro. Los experimentos mostraron que las condiciones óptimas, con una solución de 0,8 M de tiosulfato, 0,05 M de Cu^{2+} y 4 M de NH_3 a pH 10,2, lograron recuperar hasta el 96 % del oro y el 66 % de la plata en 96 horas. Sin embargo, los altos niveles de consumo de reactivos, entre 36 y 70 kg/t de tiosulfato, se identificaron como un desafío para la implementación industrial. El estudio destacó que la pretratamiento de los minerales, como la molienda ultrafina o el tostado, mejora significativamente las tasas de recuperación al liberar inclusiones de oro atrapadas en piritas o telururos de oro. Por ejemplo, el tostado seguido de lixiviación permitió recuperar hasta el 98 % del oro en 24 horas. Además, se evaluó la generación in situ de tiosulfato a partir de dióxido de azufre, azufre elemental y amoníaco, logrando eficiencias de recuperación de hasta el 98 % para minerales tostados y reduciendo el consumo de reactivos, los resultados también indicaron que el mantenimiento de condiciones específicas de pH y potencial redox es crucial para estabilizar los reactivos y evitar la reprecipitación del oro. Aunque el proceso muestra gran potencial, el autor concluyó que es necesario optimizar el consumo de reactivos y mejorar la estabilidad del tiosulfato para garantizar la viabilidad económica y ambiental del método. Este enfoque podría ser particularmente ventajoso en operaciones donde el dióxido de azufre del tostado puede reutilizarse para la generación de tiosulfato.

Jeffrey et al. (2001) realizaron un análisis detallado de las tasas de lixiviación de oro utilizando tres sistemas químicos diferentes: cianuro, amoníaco/tiosulfato y cloruro/hipoclorito. Para ello, usaron una técnica innovadora conocida como microbalanza de cristal de cuarzo electroquímica

rotatoria (REQCM), que les permitió medir con gran precisión las tasas de disolución del oro, con una sensibilidad de menos de 10 nanogramos. Este enfoque permitió comparar directamente los tres sistemas en condiciones controladas y realizar una evaluación detallada de su comportamiento cinético. En el sistema de cianuro, encontraron que las aleaciones de oro y plata se disolvían mucho más rápido que el oro puro. Este efecto se atribuyó a la presencia de plata en la aleación, que facilita el proceso de disolución. Además, mientras que la reacción en las aleaciones estaba limitada por la difusión, en el caso del oro puro el control era predominantemente cinético, el sistema de amoníaco/tiosulfato mostró tasas iniciales de lixiviación más altas que las del cianuro, especialmente con soluciones recién preparadas que contenían cobre (II) como catalizador. Sin embargo, estas tasas disminuyeron con el tiempo debido a la formación de subproductos resultantes de la reacción entre el cobre (II) y el tiosulfato. El sistema alcanzó un equilibrio dinámico en el que las tasas de lixiviación se estabilizaron, pero fueron más lentas que las del cianuro, lo que pone de manifiesto la necesidad de estabilizar este sistema para su uso industrial, por otro lado, el sistema de cloruro/hipoclorito mostró tasas de lixiviación similares a las del cianuro a un pH de 3 y con una concentración de 2,5 mM de ácido hipocloroso. Sin embargo, el proceso estaba limitado por la difusión del HClO, lo que resalta la importancia de controlar cuidadosamente las condiciones operativas para maximizar su eficiencia, el estudio concluye que, aunque cada sistema tiene ventajas específicas, ninguno supera al cianuro en términos de eficiencia y estabilidad bajo condiciones industriales. Sin embargo, se destaca el potencial de los sistemas alternativos, como el tiosulfato y el cloruro, para reemplazar al cianuro en aplicaciones específicas, especialmente en situaciones donde las preocupaciones ambientales y de seguridad son críticas, también subrayan la importancia de futuras investigaciones para estabilizar los sistemas alternativos, optimizar sus condiciones de operación y profundizar en la comprensión de los mecanismos de reacción. Este trabajo contribuye de manera significativa al avance en la búsqueda de alternativas más seguras y responsables con el medio ambiente para la minería de oro.

CAPÍTULO II

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

2.1 Identificación del problema

En la actualidad, el procesamiento de minerales de oro depende en gran medida de cómo estos minerales se encuentran en la materia prima, enfrentando varios desafíos que abarcan tanto aspectos ambientales como la complejidad mineralógica de las menas. Estos retos están vinculados a los métodos de procesamiento y al objetivo final de obtener oro metálico puro. Desde una perspectiva ambiental, es cada vez más urgente encontrar alternativas al cianuro como agente lixivante del oro, dado que se han establecido regulaciones legales más estrictas y estándares de gestión ambiental más rigurosos.

Otro gran desafío proviene de la mineralogía compleja de muchos yacimientos de oro, donde el oro se encuentra en formas difíciles de procesar, lo que los convierte en minerales refractarios. Estos minerales son especialmente complicados de tratar debido a la composición y la forma en que el oro está incrustado dentro de ellos, lo que dificulta su extracción.

El reto tecnológico radica en encontrar un agente lixivante adecuado que cumpla con los requisitos del proceso de extracción de oro. Es decir, el reactivo alternativo debe ser capaz de disolver el oro de manera eficiente, utilizando cantidades y concentraciones mínimas. Además, debe ser capaz de lidiar con impurezas presentes en la solución, como el cobre, y permitir la posterior recuperación del oro de las soluciones cargadas de manera efectiva.

El análisis de los procesos de disolución del oro en soluciones de tiosulfato resulta especialmente interesante, tanto por su importancia teórica como por su aplicación práctica en la optimización de los parámetros operativos necesarios para este método. Este estudio abarca la evaluación de variables clave, como la concentración de tiosulfato, la concentración de iones de cobre y la temperatura, y cómo estas afectan directamente la extracción del oro, que actúa como la variable dependiente.

La comprensión detallada de estos factores es esencial para diseñar un proceso de lixiviación que no solo sea eficiente en términos de recuperación del oro, sino que también minimice su impacto ambiental. La posibilidad de ajustar y controlar estas variables

permite mejorar el rendimiento del proceso, reducir el consumo de reactivos y disminuir la generación de subproductos no deseados. Además, desde el punto de vista teórico, este enfoque proporciona valiosas oportunidades para profundizar en los mecanismos químicos y electroquímicos involucrados en la lixiviación del oro con tiosulfato, ofreciendo nuevas perspectivas para el desarrollo de tecnologías mineras más sostenibles y efectivas. En definitiva, la combinación de un estudio riguroso y la optimización operativa es clave para hacer de este método una alternativa viable al cianuro en la minería moderna.

2.1.1 Problema General

- ¿Cómo será la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante?

2.1.2 Problemas Específicos

- ¿Cómo se evalúa el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante?
- ¿Cómo se evalúan los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre?

2.2 Enunciados del problema

Este desafío tiene un impacto especial en los países en desarrollo, donde muchas veces las plantas de procesamiento de minerales se encuentran cerca de áreas residenciales. Una alternativa para reducir los riesgos ambientales es el uso de tiosulfato en la lixiviación de minerales de oro, ya que se considera menos tóxico que el cianuro. Además, en ciertas situaciones, el tiosulfato puede extraer oro de manera más rápida que el cianuro.

En el proceso convencional de cianuración, elementos como el cobre, arsénico, antimonio, zinc y níquel suelen interferir en la extracción de oro y plata. Estos metales consumen tanto cianuro como oxígeno, disminuyendo la eficacia del proceso. En cambio, la lixiviación con tiosulfato sufre menos interferencia de estos cationes externos, e incluso el cobre en el mineral puede ser un aliado en el proceso de lixiviación.

No obstante, uno de los obstáculos principales de la lixiviación con tiosulfato ha sido el alto consumo de reactivos y la falta de un método rentable para recuperar el oro, lo que hasta ahora ha hecho que este proceso no sea económicamente viable en comparación con el uso de cianuro. Por esta razón, su implementación a nivel comercial sigue siendo limitada.

2.3 Justificación

La lixiviación de minerales auríferos con tiosulfato es una alternativa más sostenible al cianuro, reduciendo significativamente el impacto ambiental. Nuestra investigación busca desarrollar este método como una solución limpia y segura para la extracción de oro, promoviendo prácticas mineras responsables y alineadas con las demandas globales de sostenibilidad. Nuestra investigación se justifica en el objetivo de reemplazar el cianuro como agente lixivante de minerales y concentrados, por uno más amigable con el medio ambiente, como es el caso del tiosulfato de sodio.

Es fundamental promover el desarrollo de actividades extractivas que aprovechen los recursos naturales sin comprometer el entorno ecológico, con la visión de garantizar un futuro en el que las generaciones venideras puedan coexistir en armonía con la naturaleza. La implementación de tecnologías limpias en los procesos extractivos, particularmente en la extracción de metales a partir de sus minerales, requiere un esfuerzo constante de desarrollo e investigación por parte de los profesionales comprometidos con la preservación del medio ambiente y el desarrollo sostenible.

2.3.1 Justificación técnica

Las empresas mineras enfrentan dificultades en la recuperación de oro mediante cianuración debido a los compuestos cianógenos presentes en los minerales sulfurados, que consumen cianuro y reducen la eficiencia del proceso. Este estudio busca desarrollar soluciones alternativas, sostenibles y eficientes para optimizar la extracción de oro en estos casos.

La lixiviación con tiosulfato de sodio se propone como una alternativa para optimizar el proceso de recuperación de oro. Este método se realiza en un entorno alcalino, generalmente en un rango de pH entre 8 y 10, lo que permite mejorar la eficiencia del proceso y reducir los problemas asociados al uso del cianuro.

2.3.2 Justificación económica

Las empresas mineras enfrentan problemas en la recuperación de oro por compuestos cianógenos que consumen cianuro excesivamente, reduciendo la eficiencia y aumentando costos e impacto ambiental. Este estudio busca desarrollar métodos alternativos que optimicen la recuperación de oro en minerales complejos, sean sostenibles y económicamente viables. Su implementación puede mejorar la productividad, reducir costos y promover prácticas responsables en la minería, alineándose con estándares ambientales más exigentes.

2.3.3 Justificación ambiental

La lixiviación con tiosulfato es una alternativa sostenible al cianuro, ya que utiliza productos menos tóxicos y reduce el impacto ambiental. Es especialmente valiosa en regiones donde el cianuro está prohibido o enfrenta oposición por sus riesgos. Este método permite desarrollar proyectos mineros más responsables en zonas sensibles, mitigando riesgos y mejorando la aceptación social. Promueve una minería más ética, alineada con estándares modernos de sostenibilidad y responsabilidad ambiental.

2.3.4 Justificación social

Los químicos utilizados en la lixiviación con tiosulfato, como el tiosulfato de amonio y el sulfato de sodio, también se emplean como fertilizantes, abriendo la posibilidad de reutilizar las soluciones residuales en agricultura. Esto reduce el impacto ambiental y fomenta una economía circular, integrando minería y agricultura. Sin embargo, su aplicación requiere cumplir con normativas ambientales y garantizar que las soluciones estén libres de contaminantes, beneficiando tanto a mineras como a agricultores.

2.4 Objetivos

2.4.1 Objetivo general

- Recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

2.4.2 Objetivos específicos

- Evaluar el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.
- Evaluar de los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre.

2.5 Hipótesis

2.5.1 Hipótesis general

- Es posible la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

2.5.2 Hipótesis específicas

- Es posible evaluar el proceso de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.
- Es posible evaluar los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre.

CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1 Lugar de estudio

La investigación utiliza mineral de la minera Cori Puno, en Sandia, Puno, para evaluar la recuperación de oro mediante lixiviación con tiosulfato de sodio. Se realizó un muestreo representativo del mineral, analizando sus propiedades para validar esta alternativa sostenible al cianuro, promoviendo prácticas mineras responsables y eficientes en la región.

3.2 Población

La investigación utilizó mineral del yacimiento Cori Puno y se realizó en los laboratorios de Ingeniería Metalúrgica de la Universidad Nacional del Altiplano. Evaluó la recuperación de oro mediante lixiviación con tiosulfato de sodio, demostrando su viabilidad como alternativa sostenible al cianuro y contribuyendo al desarrollo de prácticas mineras responsables y eficientes.

3.3 Muestra

Se utilizaron 10 kg de mineral triturado a $-1/4$ de pulgada los cuales fueron homogeneizados con el método de fraccionamiento en cuartos. Al final se recolectaron tres muestras de 1 kg cada una para la respectiva investigación.

3.4 Método de investigación

El método de investigación utilizado es de tipo cuantitativo experimental, y su desarrollo se realizó de la siguiente manera:

El mineral fue inicialmente reducido a un tamaño de partícula de 2 mm, y luego procesado en un molino de bolas hasta alcanzar un pulverizado del 80-85 % a malla -200. Las pruebas de lixiviación con tiosulfato de sodio se realizaron agregando amoníaco acuoso al 20 % para controlar el pH, junto con iones de cobre para mejorar la recuperación de oro. Durante las pruebas, se variaron los siguientes parámetros: tiempo, concentración de tiosulfato de sodio, concentración de iones cobre, pH, porcentaje de sólidos y tamaño de partícula.

Se llevó a cabo una comparación entre el proceso de lixiviación con tiosulfato de sodio y el proceso de lixiviación con cianuro de sodio, empleando porcentajes de sólidos del 15 % y 30 %, y una concentración de cianuro de sodio de 1 g/L. Las pruebas de lixiviación con ambos reactivos se realizaron en las mismas muestras de mineral, manteniendo el pH de la solución en 10,5 con soda cáustica.

Los lixiviados obtenidos de las pruebas con tiosulfato de sodio fueron sometidos a diferentes tratamientos para recuperar el oro disuelto. Las técnicas empleadas fueron: adsorción con carbón activado, flotación iónica, y cementación con polvo de cobre.

Para la adsorción de oro sobre carbón activado, se utilizó carbón granular para facilitar su remoción, y se modificaron el tiempo y la concentración de carbón activado en solución para evaluar su impacto en la recuperación de oro.

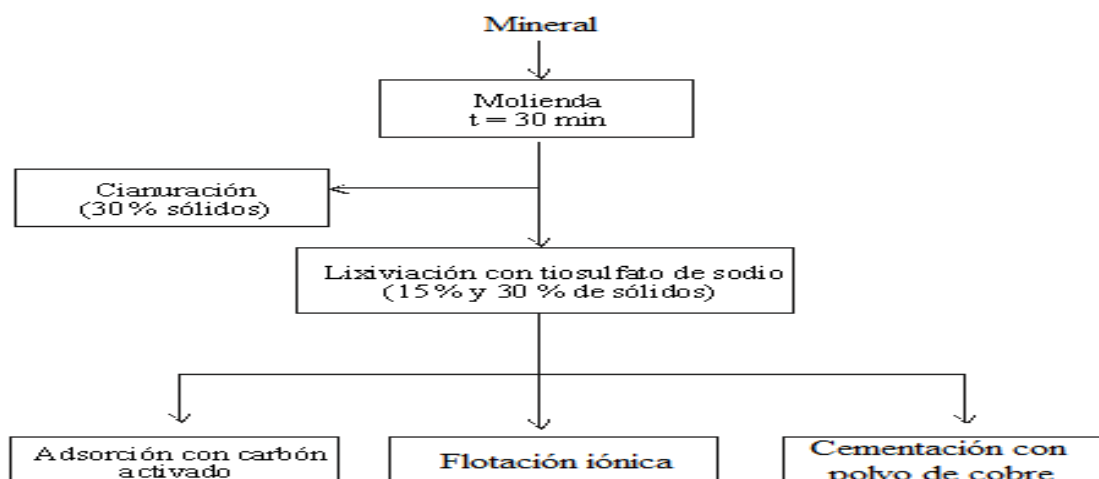
En las pruebas de flotación iónica, se utilizó Alíquat como colector y el reactivo Flomin F-121 como espumante.

Finalmente, se realizaron experimentos de cementación con polvo de cobre, variando el tiempo y la concentración de cobre metálico en la solución. Estos ensayos se llevaron a cabo en recipientes cerrados y en condiciones herméticas, para evitar la pasivación del cobre durante el desarrollo de los experimentos.

Para los experimentos de recuperación de oro, se creó la figura 8 que ilustra el proceso seguido.

Figura 8

Esquema experimental para la recuperación de oro utilizando tiosulfato de sodio como agente de lixiviación



3.5 Descripción detallada de métodos por objetivos específicos

Para el desarrollo de esta investigación se utilizó material de vidrio tipo A (material volumétrico) así como material estándar de laboratorio. En todos los ensayos se utilizó agua destilada, tanto para la preparación de las soluciones como para los análisis químicos. Los reactivos utilizados se enumeran en la Tabla 5.

Tabla 5

Reactivos utilizados

Reactivo	Fórmula	Pureza (%)	Marca
Tiosulfato de sodio	$\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3$	99,5	Merck
Amoníaco	NH_3	99,9	Diproquin
Sulfato de cobre	CuSO_4	99	Diproquin
Solución de almidón	$(\text{C}_2\text{H}_{10}\text{O}_5)_n$	Amilosa 25 Amilopectina 75	Diproquin
Yodo resublimado	I_2	99,8	Diproquin
Carbonato de sodio	NaCO_3	98	Dirpoquin
Bórax	$\text{Na}_2\text{B}_4\text{O}_7$	99	Diproquin
Litargirio	PbO	98	Diproquin
Soluciones regulatorias	4,7,10	estandar	Diproquin
Carbón activado	C	estandar	Diproquin
Alíquat		100 %	Diproquin
Flomin F-121		1 %	Diproquin

Se utilizó una balanza analítica marca OHAUS con una precisión de 0,0001 mg para determinar el peso de cada muestra. Para la evaluación del pH se realizó un medidor de pH marca Boeco adecuado para operar en condiciones ácidas y alcalinas (rango de pH 0-14).

3.5.1 Evaluar el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante.

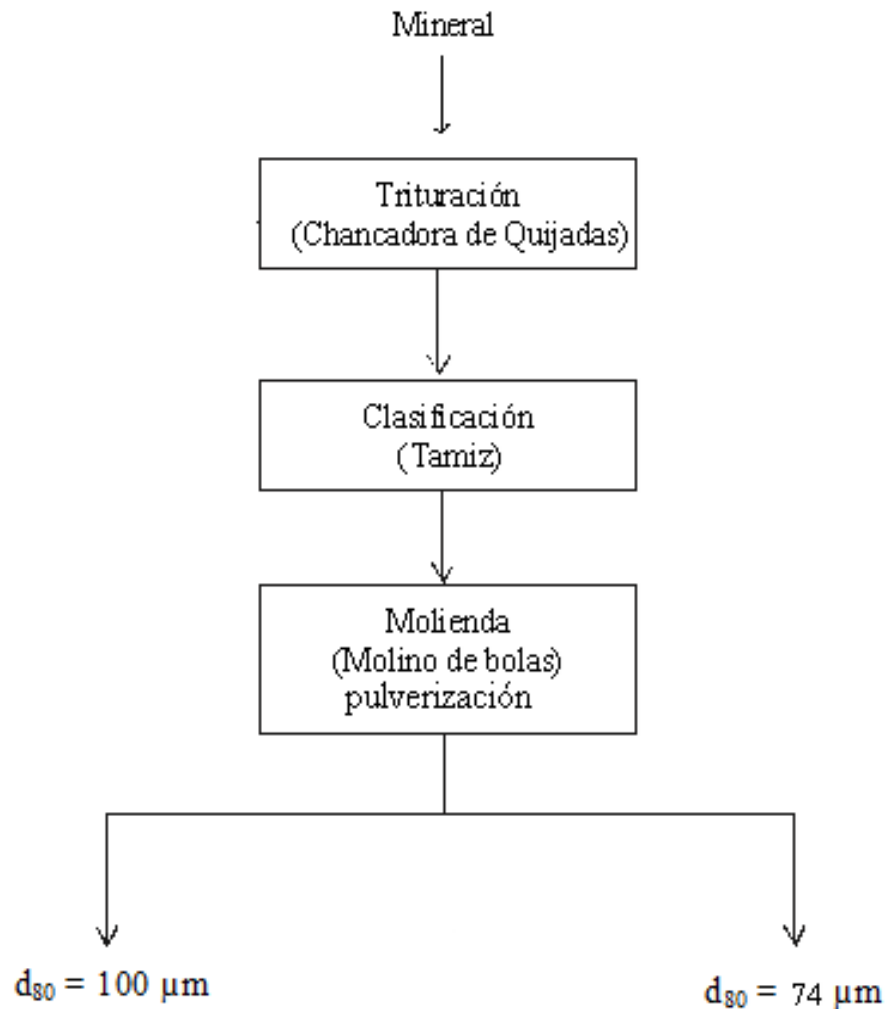
A. Reducción del mineral sulfurado aurífero

Para realizar las pruebas, el mineral, fue triturado hasta un tamaño de partícula inferior a 2 mm. Para tal efecto se empleó una chancadora de

quijadas con abertura de alimentación ajustable y un molino de bolas de acuerdo a la figura 9.

Figura 9

Esquema de reducción de tamaño de mineral



Se utilizaron 10 kg de mineral triturado, los cuales fueron homogeneizados con el método de fraccionamiento por cuarteo. Al final se recolectaron tres muestras de 1 kg cada una, las cuales se utilizaron para la investigación.

3.5.2 Evaluación del comportamiento del mineral

A. Prueba de lixiviación con cianuro de sodio

En las pruebas de lixiviación se utilizó una muestra del mineral pulverizado 80-85 % malla -200. El equipo utilizado para esta prueba fue el siguiente:

- Chancadora de laboratorio
- Filtro a presión, 5L
- Recipiente de 1 litro de capacidad
- pH-metro, 0 a 14

Las pruebas de cianuración se llevaron a cabo utilizando un porcentaje de sólidos del 15 % y 30 % en un recipiente de 1 litro. Se añadió la cantidad necesaria de cianuro de sodio para mantener una concentración de 1 g/L, y el pH de la solución se ajustó entre 10,5 y 11 mediante la adición de soda cáustica.

Una vez preparada la solución de lixiviación, se introdujo el mineral molido (80-85 % a malla -200) y se comenzó la agitación de la pulpa a una velocidad de 1500 rpm. Durante el proceso, se tomaron muestras en intervalos de 1, 2, 3, 6, 15 y 24 horas. Cada muestra extraída se filtró y se almacenó en pequeños frascos para su análisis en laboratorio, donde se determinó el contenido de oro utilizando un espectrofotómetro.

Además, una segunda muestra fue filtrada de manera similar a la primera y titulada con una solución de nitrato de plata (concentración de 4,3 g/L) usando yoduro de potasio como indicador. Esto permitió determinar la cantidad de cianuro de sodio libre, y con esta información se calculó y añadió la cantidad de cianuro necesaria para mantener la concentración de 1 g/L en la solución en todo momento.

En cada intervalo de tiempo, además de tomar las muestras, se midió el pH de la solución para asegurarse de que se mantuviera en 10,5. Este valor fue controlado añadiendo soda cáustica cuando fue necesario.

El volumen de solución extraído en cada intervalo fue reemplazado con agua destilada para mantener el equilibrio.

Después de 24 horas de lixiviación, la agitación se detuvo y la pulpa fue procesada mediante un filtro prensa para recuperar la solución fuerte que contenía el complejo de cianuro de oro. Se añadieron 250 ml de agua adicional para eliminar cualquier residuo de complejo de cianuro de oro que pudiera haber quedado en los relaves. Este volumen de agua fue recolectado y denominado como solución de lavado, la cual fue cuantificada.

Tanto la solución fuerte como la solución de lavado fueron sometidas a análisis espectrofotométrico para cuantificar la cantidad de oro presente. Los residuos que quedaron en el filtro prensa fueron secados en una estufa a 100°C durante 3 horas, luego se pesaron y homogeneizaron los relaves. Parte de estos relaves fue sometida a pruebas de fuego para determinar el contenido de oro no disuelto.

B. Análisis de oro por prueba de fuego

La prueba de fuego es una técnica utilizada para determinar la cantidad de oro y plata en el mineral. Consta de operaciones como el tostado, el fundido y la copelación. Se utilizó una mufla eléctrica para realizar la prueba de fuego.

Los residuos de filtración se homogeneizaron. Se tomó una muestra representativa de 30g de cada residuo analizado y se mezcló con la carga flux con la siguiente composición:

- Fundente premezclado para óxidos y sulfuros
- Bórax granulado grado técnico
- Nitrato de potasio
- Harina
- Ácido nítrico
- Ácido clorhídrico fumante
- Amoníaco
- Agua destilada

La muestra mezclada con la carga de fundente se colocó en un crisol, el cual se colocó en la mufla a una temperatura de 1050°C durante 1 hora. Transcurrido este tiempo, se retira el crisol de la mufla y se vierte la muestra fundida en una lingotera para separar la fase metálica de la escoria. Se deja enfriar el molde junto con la masa fundida durante 10 minutos.

Pasado este tiempo, se separó el régulo (fase metálica) de la escoria con la ayuda de un martillo. Se transformó inmediatamente en un pequeño cubo mediante martillazos continuos. El doré pesado, fue atacado con una solución caliente de ácido nítrico en una proporción de 1:1 con agua, con el fin de disolver la plata. Ya disuelta la plata, el color del doré paso de plateado brillante a negro. Se retiró la solución de ácido nítrico para disolver el oro remanente. Se preparó agua regia la cual constaba de HNO_3 y HCl en una proporción de 1:3. Se añadió 1 mL de agua regia al doré remanente y se esperó por 15 minutos a que todo el oro se disuelva en agua regia caliente. Disuelto ya el doré, se aforó la solución con agua destilada a 10 mL para ser analizado en laboratorio químico por absorción atómica.

3.5.3 Prueba de lixiviación de tiosulfato de sodio

Los experimentos de lixiviación utilizando tiosulfato de sodio como agente lixivante se llevaron a cabo en presencia de amoníaco acuoso y sulfato de cobre pentahidratado, los cuales actuaron como catalizadores. Las muestras de mineral utilizadas fueron trituradas hasta obtener un tamaño de 80-85 % a malla - 200, y el equipo y los reactivos empleados fueron los mismos que en las pruebas de cianuración. Los reactivos utilizados incluyen:

- Amoníaco en solución acuosa al 20 % en volumen
- Tiosulfato de sodio
- Sulfato de cobre pentahidratado
- Solución de almidón
- Yodo resublimado
- Amoníaco

La prueba de lixiviación se llevó a cabo en un vaso de precipitados de 1000 ml, al cual se le agregó la cantidad necesaria de tiosulfato de sodio para alcanzar

concentraciones de 0,2, 0,4 y 0,7 M, dependiendo de la prueba específica. También se añadieron iones de cobre en concentraciones de 2, 6 y 10 mM, y se completó el volumen total con agua destilada hasta alcanzar 500 ml.

Para ajustar el pH de la solución entre 10,5 y 11,5, se utilizó un medidor de pH y se añadió amoníaco acuoso al 20 % según fuera necesario. Con la solución estabilizada, se agregó mineral para obtener un porcentaje de sólidos de 15 % o 30 %. La mezcla fue agitada a una velocidad de 1500 rpm para asegurar la dispersión adecuada de los sólidos.

Durante la lixiviación, se tomaron muestras a intervalos de 1, 2, 3, 6, 15 y 24 horas. La primera muestra de cada intervalo fue filtrada y almacenada en frascos pequeños para su análisis en el laboratorio, donde se determinó el contenido de oro utilizando un espectrofotómetro de absorción atómica.

La segunda muestra, también filtrada, se destinó a medir la concentración de tiosulfato de sodio libre usando una técnica de yodimetría. Para esto, se empleó una solución de yodo que ya había sido titulada con tiosulfato de sodio estándar (0,1 N). La alícuota extraída se colocó en una bureta de 25 ml y se titularon 10 ml de la solución de yodo. Durante este proceso, el color cambió de negro a amarillo pálido; en ese momento, se añadieron tres gotas de una solución de almidón al 1 %, lo que dio un tono azul oscuro. La titulación continuó hasta que la solución se volvió incolora, registrándose el volumen de tiosulfato utilizado para calcular la cantidad de tiosulfato de sodio a reponer.

En cada intervalo, también se verificó el pH de la solución para asegurarse de que no descendiera de 10,5, ajustándolo con amoníaco si era necesario. El volumen extraído en cada intervalo fue reemplazado con agua destilada para mantener la consistencia del proceso.

Al finalizar las 24 horas, la pulpa fue procesada en un filtro prensa para recuperar la solución rica en el complejo de oro-tiosulfato. El filtro operó a una presión de 2 atm, y la solución recolectada se midió en un cilindro de 1000 ml. Para asegurar la recuperación total de oro en el filtro, se enjuagó con 250 ml de agua, recogiendo esta solución también como solución de lavado.

Se tomaron muestras de 10 ml de la solución rica y de la solución de lavado para analizar el contenido de oro por absorción atómica. Los residuos en el filtro prensa fueron secados en una estufa a 100°C durante tres horas, luego pesados y homogeneizados. Parte de estos residuos fue sometida a una prueba de fuego.

3.5.4 Evaluación de procesos de recuperación de oro por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre

A. Ensayo de adsorción de oro con carbón activado

Las pruebas de adsorción de oro sobre carbón activado se realizaron utilizando los filtrados obtenidos de las pruebas de lixiviación con tiosulfato de sodio. Para estas pruebas, se empleó carbón activado con un tamaño de poro menor a 2 nm, con partículas de 4,76 a 2,38 mm y una superficie específica de 523 m²/g, correspondientes al tamaño 4x8 mallas. Los equipos utilizados incluyeron:

- Agitador, con velocidades entre 100 y 1800 rpm
- Taza de 500 mL de capacidad
- pH-metro, con un rango de 0 a 14

Se colocaron 150 mL de licor de tiosulfato de amoníaco en un vaso de precipitados de 500 mL. El pH del lixiviado fue medido y ajustado utilizando amoníaco acuoso al 20 % para asegurarse de que el valor del pH se mantuviera por encima de 10,0. Una vez estabilizado el lixiviado, se añadió la cantidad necesaria de carbón activado para obtener concentraciones de 20,0 y 60,0 g/L.

La adsorción del complejo de tiosulfato de oro contenido en el licor se realizó mediante agitación a 500 rpm, con el fin de evitar que el carbón activado se rompiera en exceso durante el proceso. Este proceso de adsorción se llevó a cabo durante 2 y 4 horas. Durante la operación, y a intervalos de tiempo específicos, se extrajeron muestras de 10 mL del lixiviado para analizar el oro no adsorbido utilizando absorción atómica.

Una vez finalizado el proceso de adsorción, el carbón activado se separó de la solución mediante un tamiz. Esto permitió que la solución

estéril, con bajo contenido de complejo de tiosulfato de oro, pasara a través del tamiz y fuera recogida en un cilindro de 500 mL para ser cuantificada.

B. Prueba de flotación iónica

Para los ensayos de flotación iónica se utilizaron los filtrados obtenidos del proceso de lixiviación con tiosulfato de sodio. Los reactivos principales en la extracción de oro fueron:

- Aliquat, en su forma pura (100 %)
- Flomin F-121, al 1 %

La celda utilizada en estos ensayos fue una celda de flotación tipo Denver, con capacidad de un litro, equipada con inyección de aire y control de agitación, regulable de 0 a 2800 rpm. Para iniciar el ensayo, se vertieron 1000 mL del lixiviado en la celda de flotación, junto con el colector Aliquat (100 %) y el espumante Flomin F-121 (1 %), ambos en una concentración de 0,1 % en la mezcla.

El proceso comenzó con un paso de acondicionamiento, en el cual el lixiviado y los reactivos se agitaron sin inyección de aire a 900 rpm por 5 minutos. Luego, se insufló aire para iniciar la flotación, que duró otros 5 minutos. Al final de este paso, se recolectó el concentrado de oro en una bandeja y se midió en un tubo de ensayo de 500 ml.

En cada ensayo, se repitieron los pasos de acondicionamiento y flotación. Antes de cada acondicionamiento, se añadieron de nuevo el colector y el espumante al 0,1 %, ajustando según el volumen restante en la celda. Se extrajeron muestras de 10 ml de cada concentrado de flotación generado cada 10 minutos, así como de los relaves finales, para analizar el contenido de oro en cada fracción mediante espectrofotometría de absorción atómica.

C. Cemento de oro en polvo de cobre

Al igual que en los experimentos anteriores, los ensayos de cementación también utilizaron los filtrados obtenidos de la lixiviación con tiosulfato de sodio. Para estos experimentos, se usó un recipiente cerrado, evitando así la entrada de oxígeno, ya que la presencia de oxígeno podría disminuir la velocidad de deposición de oro sobre el polvo de cobre. En estos ensayos, se empleó polvo de cobre metálico con un tamaño de partícula de 38 μm . Las pruebas de cementación se llevaron a cabo bajo agitación a 1500 rpm durante un tiempo total de 2 horas. Cada 30 minutos se extrajo una muestra de 10 ml de lixiviado, que se almacenó para su posterior análisis. Estas muestras fueron evaluadas mediante absorción atómica para determinar cuánto oro quedó sin depositarse en el polvo de cobre. Durante los ensayos, la concentración de cobre metálico en el lixiviado se mantuvo entre 8 y 16 g/L.

El pH del lixiviado se controló y mantuvo en 10,0, ajustándolo con la adición de amoníaco al 20 % en solución acuosa. Al finalizar el ensayo de cementación, se esperaron 5 minutos para que el cobre metálico se asentara en el fondo del recipiente. Luego, se retiró la solución y se recuperó el cobre metálico que quedó en el fondo del recipiente cerrado.

3.5.5 Variables analizadas

- **Variable independiente:** Técnicas de extracción de oro, entre ellos la adsorción con carbón activado, la flotación iónica y la cementación con polvo de cobre, que fueron experimentados para lograr la mejor eficiencia en la extracción de oro.
- **Variable dependiente:** Recuperación de oro, fue el fin de la investigación, tratando de lograr el mayor porcentaje de obtención del mineral precioso, pero disminuyendo los efectos de los actuales insumos contaminantes (mercurio y/o cianuro).

3.5.6 Prueba estadística aplicada

Los datos obtenidos en la investigación fueron evaluados mediante promedios y desviación estándar posteriormente fueron analizados mediante



pruebas de correlación de Pearson y coeficientes de determinación, con un nivel de confiabilidad del 95 %, en tres repeticiones. Los gráficos fueron generados en el software Excel.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

Para la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados utilizando tiosulfato de sodio como agente lixivante, se realizaron varios ensayos con el fin de determinar las mejores condiciones para llevar a cabo los experimentos de lixiviación y optimizar el proceso de recuperación de oro.

4.1 Resultados

4.1.1 Caracterización del mineral

La composición química y mineralógica del mineral que se va a procesar con tiosulfato de sodio es fundamental para entender qué ventajas o desafíos podrían aparecer en el proceso de extracción de oro.

A. Composición química

El contenido químico de la muestra de mineral principal analizada se da en la Tabla 6 e indica la concentración de los elementos principales contenidos en el mineral.

Tabla 6

Concentración de elementos presentes en el mineral

Elemento	Concentración
Au (g/t)	6,4
Ag (g/t)	11,33
Zn (%)	0,08
Fe (%)	6,73
As (%)	0,18
Sb (%)	2,05
Cu (%)	0,12

Nota. Instituto de investigaciones geológicas y del medio ambiente.

Es importante y plata, destacar que el mineral presenta un alto contenido de oro lo que lo hace ideal para la extracción de metales preciosos. Además, la concentración de cobre es relativamente baja, lo que sugiere que la descomposición del ion tiosulfato en politionatos, debido a

la reacción con estos metales, no parece ser un problema significativo. Sin embargo, el hierro presente en el mineral podría causar ciertas complicaciones en la descomposición del tiosulfato.

B. Composición mineralógica

La muestra de mineral de oro fue analizada mediante difracción de rayos X. Para esto, primero se preparó una sección pulida, la cual permitió determinar su composición mineralógica. Esto significa que se realizó una caracterización completa y, a partir de ella, se llevó a cabo un análisis modal. Los resultados de cada uno de estos pasos se presentan a continuación.

La composición obtenida de la muestra después del análisis por difracción de rayos X se muestra en la Tabla 7.

Tabla 7

Composición mineralógica

Mineral	Formula	
Cuarzo	SiO ₂	Muy abundante
Clinocloro	(Mg,Fe ²⁺) ₅ Al((OH) ₈ /AlSi ₃ O ₁₀)	Poco
Muscovita	KAl ₂ Si ₃ AlO ₁₀ (OH) ₂	Abundante
Pirita	FeS ₂	Escaso
Pirrotita	FeS	Escaso
Andalucita	Al ₂ (SiO ₄)O	Escaso
Escorodita	Fe ³⁺ AsO ₄ ·2H ₂ O	Posible

Nota. Instituto de investigaciones geológicas y del medio ambiente.

B.1 Mineralogía de la muestra

La caracterización mineralógica de esta muestra permitió identificar todos los minerales presentes, utilizando microscopía de polarización. Algunos minerales no fueron incluidos en el análisis modal debido a su baja concentración. Los minerales observados se encuentran listados en la Tabla 8.

Tabla 8*Caracterización mineralógica*

Mineral	Formula	Abreviaturas
Esfalerita	ZnS	Ef
Calcopirita	CuFeS ₂	Cp
Pirita	FeS ₂	Py
Pirrotita	Fe ₇ S ₈	Po
Marcasita	FeS ₂	Mc
Arsenopirita	FeAsS	Apy
Goethita	FeO.OH	Gt

Nota. Instituto de investigaciones geológicas y del medio ambiente.

La pirita se encuentra como mineral sulfurado de oro. Se tiene que señalar que la lixiviación con soluciones amoniacaes de tiosulfato de sodio es una técnica más plausible, ya que el mineral tiene una baja concentración de sulfuros. La descomposición del ion tiosulfato durante la lixiviación no sería un problema serio a considerar.

4.1.2 Evaluación del proceso de lixiviación

A. Evaluar el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante

En todas estas pruebas, se empleó tiosulfato de sodio como agente de lixiviación, amoníaco para ajustar el pH de la solución y como catalizador, además de iones de cobre, en forma de sulfato cúprico, para acelerar el proceso de lixiviación. En los experimentos se ajustaron distintas variables, como el tiempo, la concentración de tiosulfato de sodio, la cantidad de iones de cobre, el pH, el porcentaje de sólidos y el tamaño de las partículas.

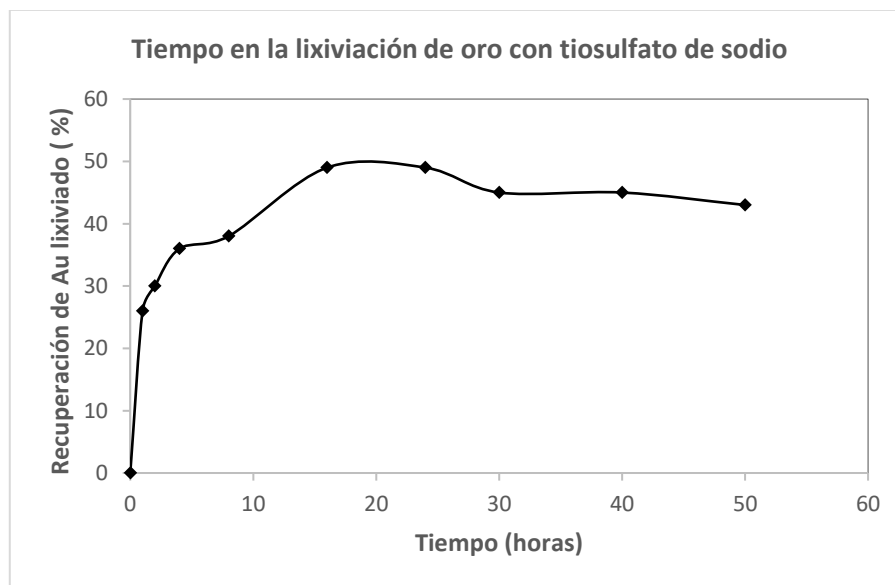
B. Tiempo en la recuperación de oro

Para analizar cómo influye el tiempo en la lixiviación del mineral sulfurado de oro, se realizó una prueba que duró 50 horas. Tal como se observa en la Figura 10, la mayor recuperación de oro se logró entre las

16 y 24 horas desde el inicio del proceso. Sin embargo, después del primer día, la cantidad de oro recuperado comenzó a disminuir de forma gradual conforme avanzaba el tiempo.

Figura 10

Condiciones del tiempo en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio



La curva de tiempo de recuperación de oro indica que se necesitan entre 16 y 24 horas para recuperar la mayor cantidad de oro posible, como se muestra en la Figura 8. La disminución en la recuperación de oro después de este período se debe a la precipitación de oro de la solución. El complejo de tiosulfato de oro puede precipitarse como sulfuro debido a posibles reacciones entre el tiosulfato y el oxígeno disuelto. El ion tiosulfato, que es un complejo inestable, se convierte en varios politionatos, lo que reduce la cantidad de tiosulfato disponible para la recuperación de oro.

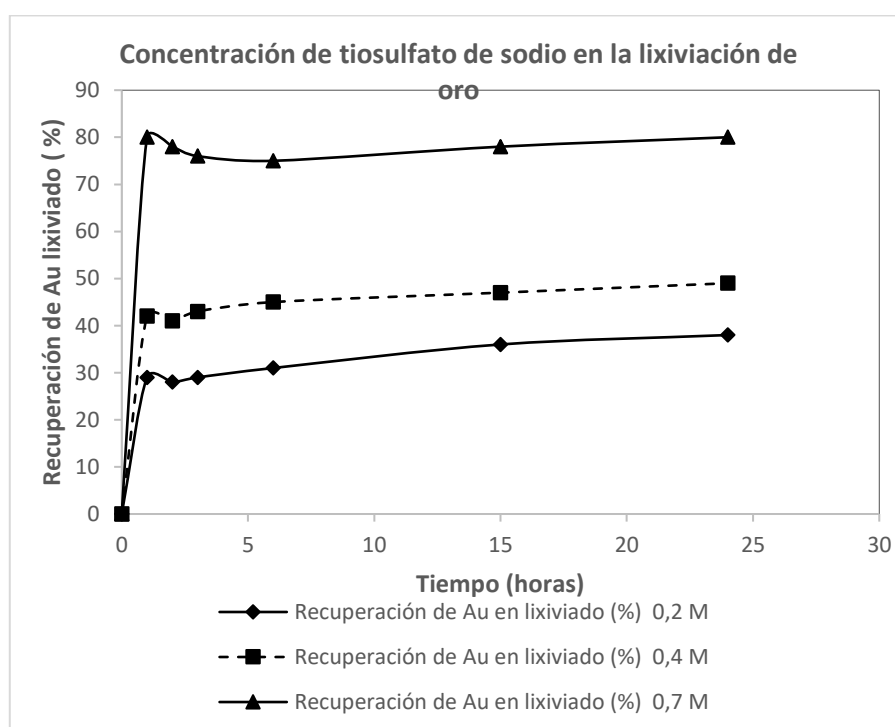
Otro factor importante es la pasivación de la superficie del oro metálico. La presencia de sulfuros puede favorecer la pasivación, formando una capa en la superficie del oro contenido en el mineral. Si el tiempo de lixiviación se prolonga, los sulfuros o óxidos formados pueden precipitarse sobre la superficie del oro, impidiendo su posterior disolución. Este fenómeno explicaría por qué la recuperación de oro lixiviado no aumenta con el tiempo.

B.1. Concentración de tiosulfato de sodio en la recuperación de oro

Cuando el ion tiosulfato entra en contacto con el complejo de diamino auroso, se genera el complejo de tiosulfato de oro. Este proceso ocurre más rápidamente que la reacción directa entre el ion tiosulfato y el **oro metálico**. Tal como se muestra en la Figura 11, al aumentar la cantidad de iones de tiosulfato en la solución, se logra una mayor

Figura 11

Condiciones de la concentración de tiosulfato de sodio en la lixiviación de oro



Al aumentar la concentración de ion tiosulfato disponible en solución, es posible aumentar la recuperación de oro ya que se favorece la reacción entre el ion tiosulfato y el complejo de diamino auroso. Es de destacar que, en el caso de la prueba realizada con una concentración de tiosulfato de sodio de 0,7 M, la máxima recuperación se logró en la primera hora después del inicio del procedimiento. Aumentar el lixiviado es muy beneficioso para la recuperación de oro, como se muestra en la Figura 11, no solo es posible aumentar la recuperación de oro en la lixiviación sino también disminuir el tiempo de lixiviación. Por lo tanto,

para cada mineral, se debe optimizar la cantidad de tiosulfato de sodio a agregar para lograr dos beneficios muy significativos, como son una mejor cinética y una mayor recuperación de oro.

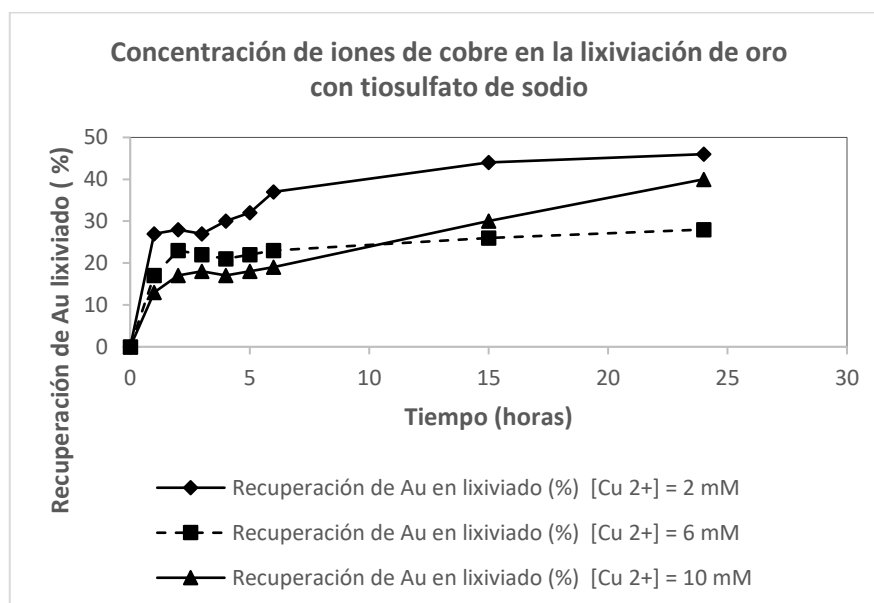
B.2 Concentración de cobre en la recuperación de oro

La concentración de iones cúpricos es fundamental en la catalización del proceso de lixiviación del oro con tiosulfato de sodio, ya que junto con el amoníaco disuelto forman el complejo cuprotetramina. Como se muestra en la Figura 12, al aumentar la cantidad de iones cúpricos en la solución, se observa una reducción en la recuperación de oro en el lixiviado. Esto se debe a que el cobre disuelto causa una oxidación continua del tiosulfato. En esta interacción, los iones cúpricos y el tiosulfato participan en reacciones redox donde los iones cúpricos se transforman en cuprosos y el tiosulfato se convierte en varios politionatos.

Aunque estos politionatos no interfieren directamente en la disolución del oro, sí afectan el rendimiento. Con una concentración de iones cúpricos de 10 mM, se observa que la recuperación de oro es más alta después de la décima hora en comparación con el ensayo realizado a 6 mM. Esta diferencia se atribuye al consumo de amoníaco en cada prueba.

Figura 12

Concentración de iones cúprico en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio



El amoníaco acuoso presente en solución permite que los iones cúpricos se estabilicen mediante la formación de cuprotetramina, cuando el pH de la solución disminuye y en consecuencia disminuye la cantidad de amoníaco acuoso, disminuye la concentración de cuprotetramina y, por tanto, la recuperación de oro.

La prueba realizada con iones cúprico 6 mM usó 4,5 mL de amoníaco acuoso, mientras que la prueba con iones de cobre 10 mM usó 7,5 mL de amoníaco acuoso.

Con el uso de una mayor cantidad de amoníaco acuoso, es posible estabilizar la cuprotetramina por más tiempo, lo que resulta en una mayor recuperación de oro en el lixiviado. A pesar de la alta concentración de iones cúprico en la solución, el rendimiento de la lixiviación se puede mejorar aumentando la cantidad de amoníaco acuoso. Sin embargo, cabe señalar que la adición excesiva de amoníaco acuoso puede afectar la disolución del oro.

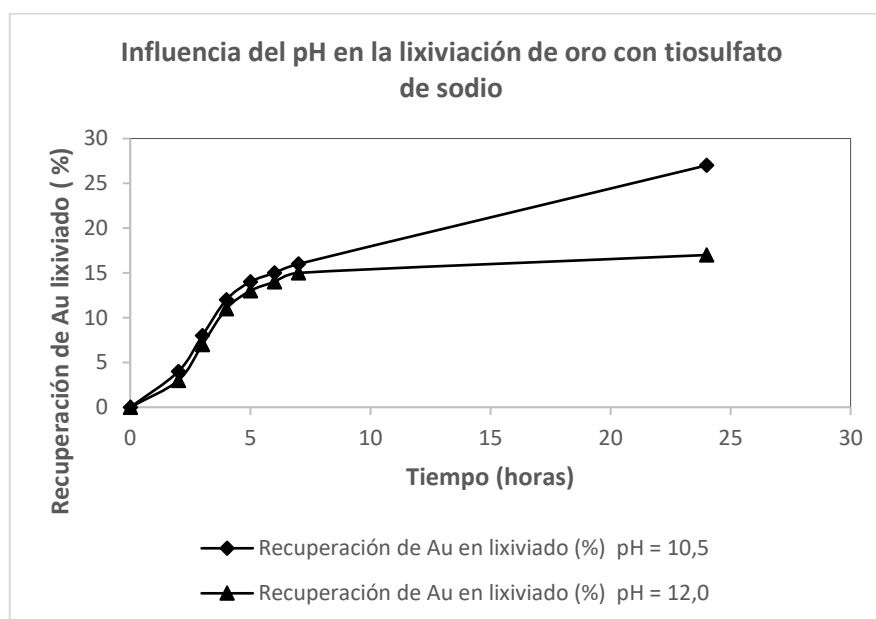
Por lo tanto, se deben considerar dos aspectos al agregar sales de cobre a la solución de lixiviación. La concentración de iones cúprico no debe ser demasiado alta para evitar la oxidación rápida del ion de tiosulfato. La cantidad de amoníaco acuoso a añadir debe ser tal que no supere 11,0 pero tampoco descienda por debajo de 10,0 para estabilizar los iones de cobre en forma de cuprotetramina y mantener así una lixiviación suficiente.

B.3 Efecto del pH en la recuperación de oro

El pH es un parámetro de gran relevancia en la cinética de recuperación de oro durante la lixiviación con tiosulfato de sodio. Como se muestra en la Figura 13, la mayor recuperación de oro en el lixiviado ocurre a un pH de 10,5.

Figura 13

Influencia del pH en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio



El pH durante la lixiviación con tiosulfato de sodio se regula mediante la adición de amoníaco acuoso al 20 % en volumen. A medida que aumenta la cantidad de amoníaco, el pH de la solución también se incrementa. Cuando el pH es alto (superior a 9,0), los iones cúpricos se estabilizan formando el complejo cuprotetramina, lo que mejora la cinética de extracción del oro. Sin embargo, según se observa en la **Figura 15**, cuando el pH alcanza un valor de 12,0, la recuperación de oro es menor en comparación con un pH de 10,5.

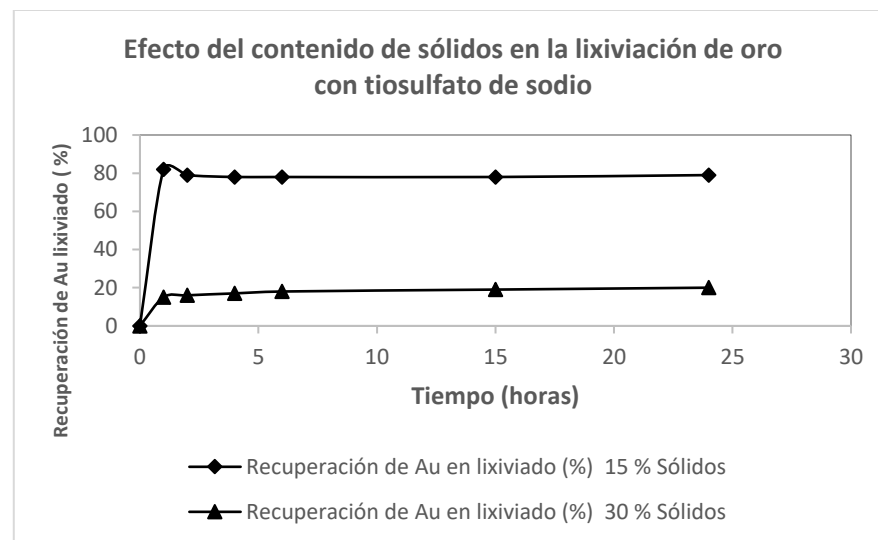
La baja recuperación de oro a un pH de 12,0 se debe a que la cuprotetramina, que cataliza la disolución del oro, solo se forma de manera óptima en un rango de pH entre 9,6 y 11,0. A valores de pH superiores a 11,0, la concentración de cuprotetramina disminuye, y se forman otras especies, como $\text{Cu}(\text{NH}_3)_3(\text{OH})$, que no tienen un impacto directo en la recuperación de oro. Por lo tanto, es crucial mantener el pH de la solución entre 9,6 y 11,0 para asegurar la estabilidad del complejo cuprotetramina y maximizar la recuperación de oro en el proceso de lixiviación.

B.4 Efecto del porcentaje de sólidos en la recuperación de oro

En la lixiviación de mineral sulfurado con tiosulfato de sodio, a medida que aumenta el contenido de sólidos, la recuperación de oro en la lixiviación disminuye, como se muestra en la Figura 14.

Figura 14

Efecto del porcentaje de sólidos en la lixiviación de oro con tiosulfato de sodio



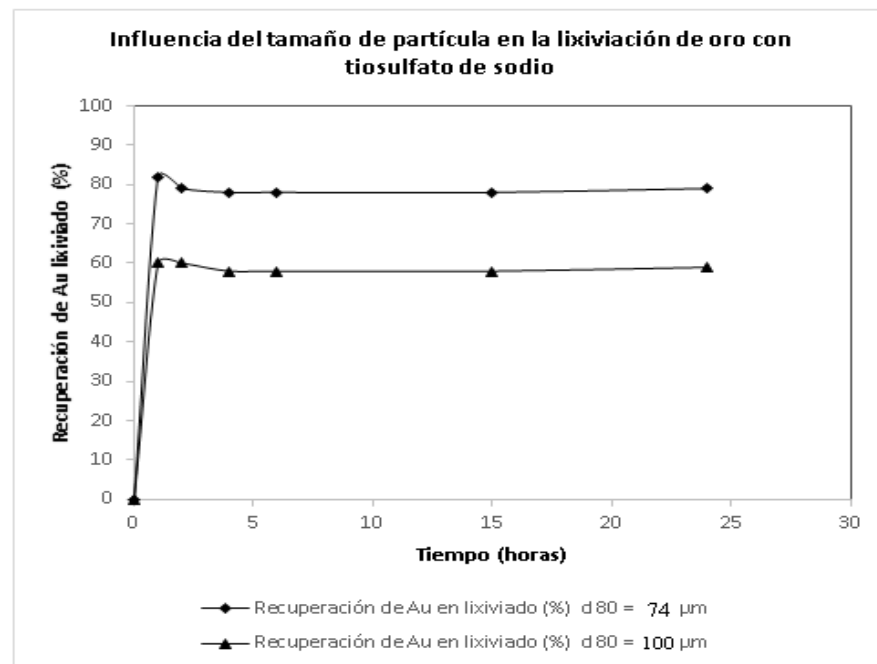
En el ensayo realizado con un 15 % de sólidos, la concentración de tiosulfato de sodio permitió alcanzar una recuperación de oro superior al 79 %. No obstante, a medida que se incrementa el contenido de sólidos, el rendimiento disminuye. Esto ocurre porque la cantidad de tiosulfato utilizada en el ensayo con 15 % de sólidos no fue suficiente para disolver todo el oro presente cuando se trabajó con un 30 % de sólidos. Por lo tanto, es necesario aumentar la concentración de tiosulfato de sodio a 1,5 M, lo que proporcionaría más tiosulfato para mejorar la recuperación de oro en el lixiviado.

B.5 Influencia del tamaño de partícula en el rendimiento de oro

Las pruebas se realizaron con dos tamaños de partículas diferentes: 100 μm y 132 μm . Como se muestra en la Figura 15, la recuperación de oro en el lixiviado aumenta con la disminución del tamaño de las partículas minerales.

Figura 15

Efecto del tamaño de partícula en la lixiviación de oro utilizando tiosulfato de sodio



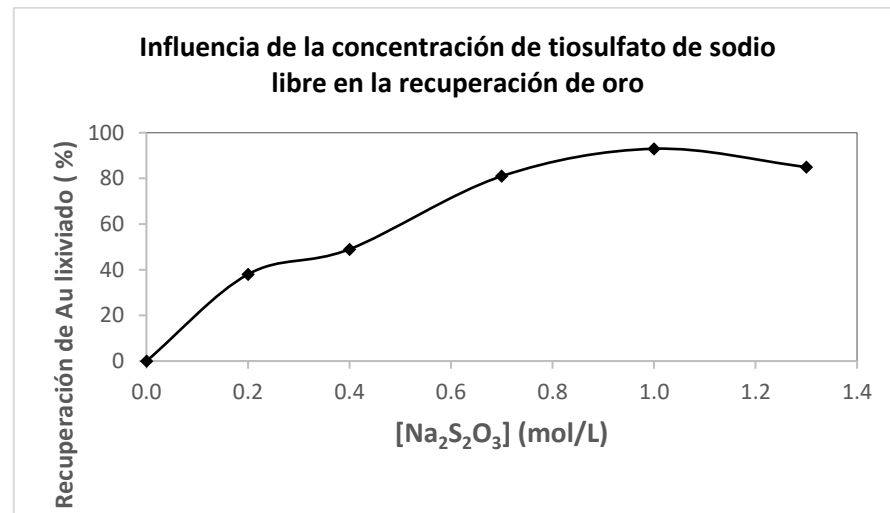
Al reducir el tamaño de las partículas del mineral que se lixivía, se mejora el contacto entre el oro presente en el mineral y los reactivos de lixiviación, lo que facilita que la reacción entre el amoníaco acuoso y el oro metálico ocurra de manera más eficiente. Por esta razón, el tamaño de partícula ideal para obtener la mayor recuperación de oro en el proceso de lixiviación es de 74 µm.

B.6 Recuperación de oro a diferentes concentraciones de tiosulfato

Para determinar la concentración óptima de tiosulfato de sodio en la lixiviación de minerales sulfurados de oro, se realizaron pruebas en las que se varió la concentración del agente lixivante entre 0,2 M y 1,3 M. Los resultados mostraron que, al incrementar la cantidad de tiosulfato, el tiempo necesario para completar la lixiviación disminuye. Los detalles de estas pruebas se pueden ver en la Figura 16.

Figura 16

Efecto de la concentración de tiosulfato de sodio libre en la recuperación de oro.



La Figura 16 muestra que la máxima recuperación de oro en el lixiviado se alcanza con una concentración de tiosulfato de sodio de 1 M. A concentraciones superiores a este valor, la recuperación de oro disminuye. Esto se debe a la química del proceso: cuando la cantidad de tiosulfato de sodio en la solución excede lo necesario para lixiviar la pulpa, el lixivante reacciona directamente con el oro metálico.

El problema surge cuando el amoníaco acuoso, esencial para formar el complejo de diamino auroso, tiene dificultades para adsorberse en la superficie del mineral debido a la alta concentración de iones de tiosulfato en la solución. Esto impide la correcta formación del complejo, afectando negativamente la recuperación de oro.

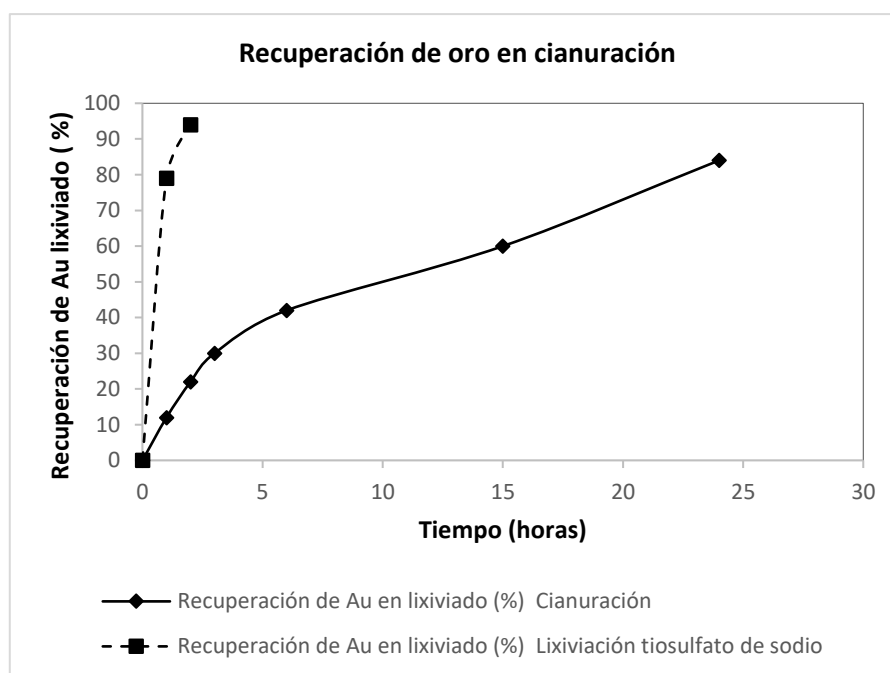
Además, la reacción entre el complejo de diamino auroso y el tiosulfato libre tiene una energía de activación más baja que la reacción directa entre el oro metálico y los iones de tiosulfato. Por lo tanto, cuando hay una mayor concentración de tiosulfato de sodio, la disolución del oro es más lenta y la recuperación se ve afectada en comparación con las pruebas que emplean una menor cantidad de agente lixivante.

C. Comparación entre métodos de tiosulfato de sodio y cianuración

Ambos métodos se compararon a diferentes densidades de pulpa para evaluar tanto la recuperación de oro en el lixiviado como la cinética de esta recuperación. Se utilizó un tamaño de partícula de $74 \mu\text{m}$ y la misma velocidad de agitación de 1500 rpm para todos los experimentos. Inicialmente, ambos procesos de lixiviación se realizaron a una concentración de sólidos del 15 % como se indica en la Figura 17. Se logró un rendimiento de oro del 84 % en el licor durante la cianuración.

Figura 17

Recuperación de oro mediante cianuración, utilizando una concentración de sólidos del 15 %



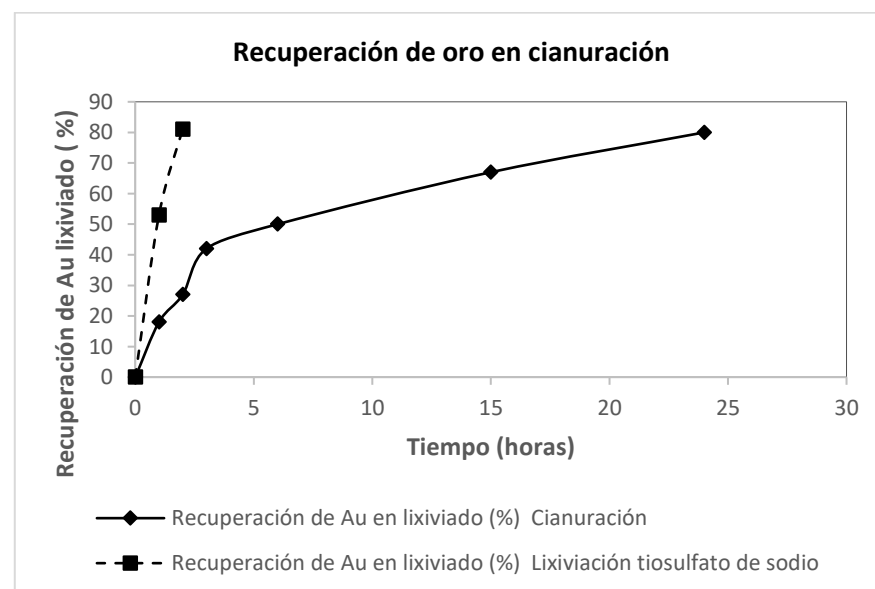
La lixiviación con tiosulfato de sodio logró una recuperación del 94 % del oro en solo una hora. Es evidente que, al aumentar la concentración del ion tiosulfato, la velocidad de disolución del oro mejora significativamente. No obstante, es importante tener en cuenta que una concentración excesivamente alta de iones tiosulfato puede ser perjudicial, ya que reduce la efectividad de la cuprotetramina, que es la responsable de catalizar el proceso de disolución del oro.

La Figura 18 muestra los resultados de recuperación de oro obtenidos tanto con la lixiviación con tiosulfato de sodio como con cianuración, aunque en este caso la concentración de sólidos fue incrementada al 30 %. En el proceso de lixiviación con tiosulfato, se incrementaron tanto la concentración de tiosulfato de sodio (y, por ende, la cantidad de iones tiosulfato) como la de iones cúpricos para evitar una disminución en la recuperación del oro.

Debido a la mayor densidad de la pulpa, la cantidad de tiosulfato y iones de cobre utilizada en los ensayos con un 15 % de sólidos ya no fue suficiente para disolver el oro del mineral. Es importante señalar que, al aumentar la cantidad de mineral a tratar, también aumenta la presencia de elementos oxidantes como el cobre y el hierro, los cuales pueden reducir los iones de tiosulfato y formar compuestos que no participan en la disolución del oro.

Figura 18

Recuperación de oro mediante cianuración con un 30 % de sólidos



El proceso de cianuración logró una recuperación de oro del 80 %, mientras que la lixiviación con tiosulfato de sodio alcanzó una recuperación ligeramente superior, con un 81 %. Aunque los resultados son bastante similares, la principal diferencia radica en que la lixiviación con tiosulfato permitió recuperar el oro en la primera hora de iniciado el

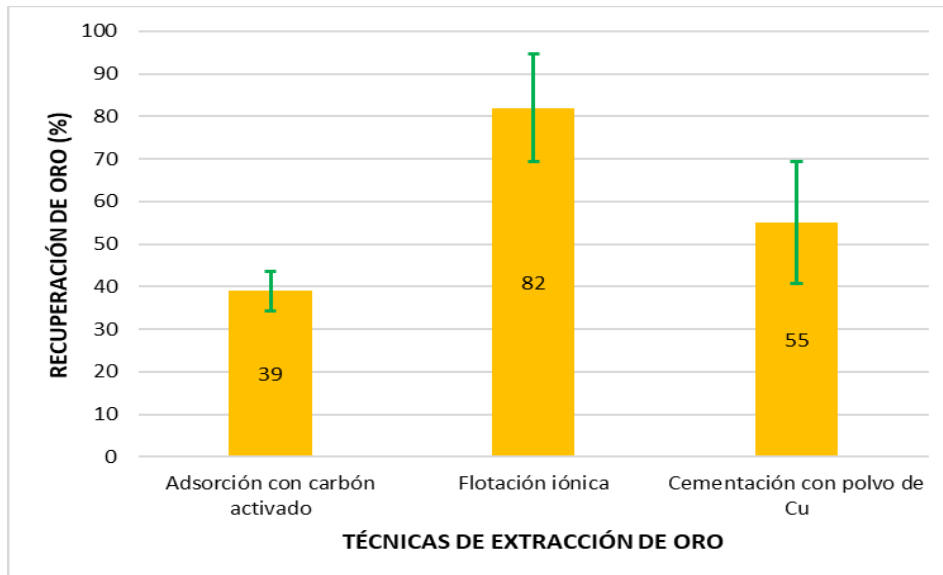
proceso. Sin embargo, al aumentar la cantidad de mineral a tratar, la eficiencia de recuperación con tiosulfato tiende a disminuir, ya que se necesita una mayor cantidad de reactivos para compensar el incremento de material. Esto no ocurre con la cianuración, donde se lograron recuperaciones muy similares incluso con un aumento en la densidad de la pulpa. En ambas pruebas, la concentración de cianuro de sodio se mantuvo constante en 1 g/L.

4.1.3 Evaluación de los procesos de recuperación de oro a partir de lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación y cementación con polvo de cobre

Uno de los principales desafíos en la recuperación de oro con tiosulfato de sodio es extraer eficazmente el oro de las soluciones lixiviadas obtenidas en la etapa de lixiviación. Se evaluaron tres alternativas tecnológicas para determinar cuál ofrecía el mayor porcentaje de recuperación. Según la Tabla 18, la técnica que mostró el mejor resultado fue la flotación iónica, con un promedio de recuperación de oro del $82 \pm 12,59$ %. Le sigue la cementación con polvo de cobre, que alcanzó un $55 \pm 14,30$ %. Por otro lado, la adsorción con carbón activado resultó en el menor rendimiento, con un promedio de recuperación del $39 \pm 4,60$ % (Figura 19).

Figura 19

Comparación de técnicas de recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas utilizando tiosulfato de sodio. Los resultados presentados se basan en tres repeticiones (n=3)



Los mejores resultados de los experimentos, utilizando diferentes técnicas para la recuperación de oro a partir de lixiviados amoniacales con tiosulfato y presencia de iones cúpricos, mostraron que la cementación con polvo de cobre fue más eficiente que la adsorción con carbón activado. Sin embargo, la técnica con el mayor porcentaje de recuperación fue la flotación iónica, debido a la afinidad entre el tiosulfato y el colector trimetil octilamonio cloruro (Aliquat). Una de las principales ventajas de la flotación iónica es que requiere una cantidad mínima de reactivos, con una concentración de solo 0,1 % en la suspensión.

A. Adsorción de oro en carbón activado a partir de soluciones lixiviadas

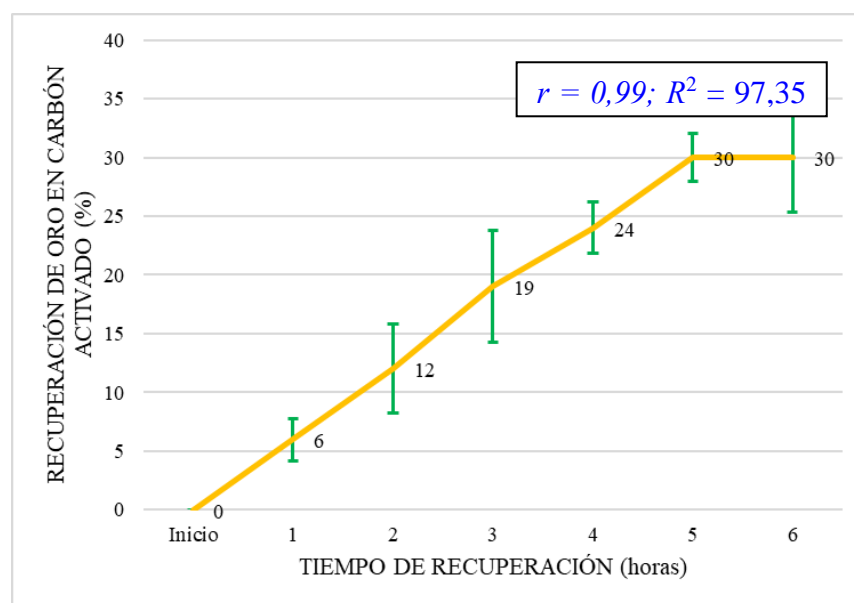
A.1. Impacto del tiempo en la recuperación de oro

La recuperación de oro a lo largo del tiempo en carbón activado. La recuperación máxima alcanzada fue del 30 % en un tiempo de 5 a 6 horas. En la Tabla 19 se visualiza la evolución del porcentaje de recuperación de oro con carbón activado en el transcurrir de 6 horas de tratamiento, donde se observa que los promedios incrementan al paso del tiempo, desde un 6 % a la primera hora, llegando al 30 % a la sexta hora,

con cifras de desviación estándar de 5,80 % y 14,66 %, respectivamente. Por otro lado, la recuperación de oro con carbón activado y el tiempo transcurrido, resultaron con una correlación positiva y muy alta de 0,99, asimismo se obtuvo un coeficiente de determinación de 97,35 % (Figura 20), con ello se asevera que, a mayor tiempo de aplicación de carbón activado, la recuperación de oro sería optimizado, lo cual indica que el tiempo es un factor muy importante en el proceso de recuperación de oro utilizando el carbón activado, mientras que un 2,35 % restante, lo vendrían afectando otros factores desconocidos o no estudiados en la presente investigación.

Figura 20

Influencia del tiempo en la recuperación de oro utilizando carbón activado



En las primeras cinco horas desde el inicio del proceso de adsorción, se observa un incremento constante en la adsorción del complejo de aurotiosulfato sobre la superficie del carbón activado. Sin embargo, el punto máximo de recuperación de oro se alcanza precisamente en la quinta hora. Después de ese punto, la adsorción no continúa aumentando, lo que se explica por la baja afinidad del tiosulfato hacia los grupos funcionales presentes en la superficie del carbón activado.

Cabe señalar que en las lixiviaciones obtenidas existe un equilibrio entre las especies de oro que acomplejan con el ion tiosulfato y las que acomplejan con el amoníaco acuoso. Los complejos de oro formados junto con el amoníaco acuoso se relacionan con el carbón activado y se adsorben en su superficie.

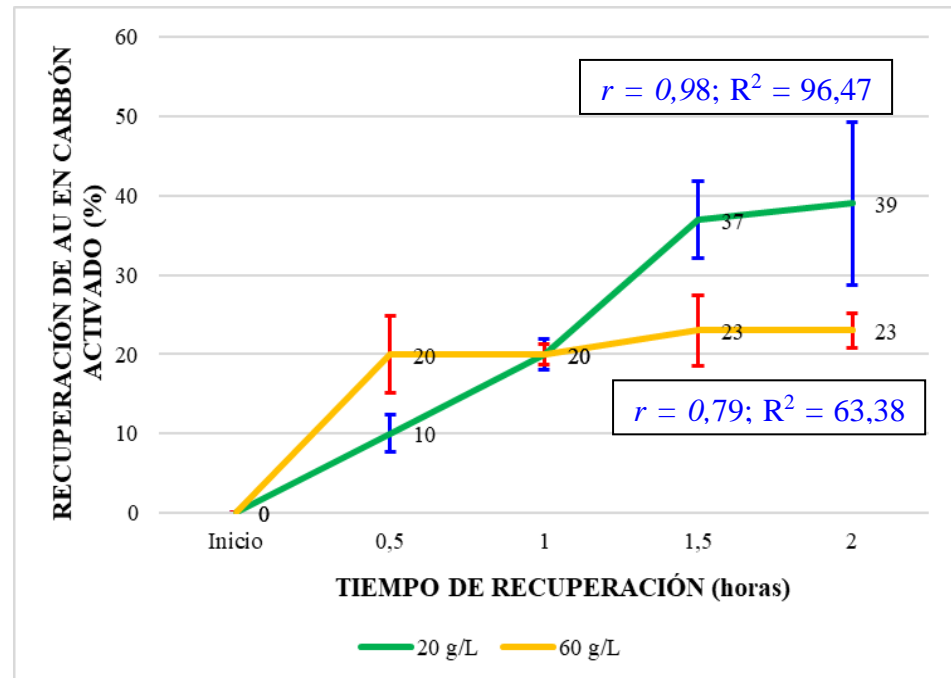
Por lo tanto, es posible que, en la quinta hora del proceso de adsorción, todos los complejos de oro asociados con amoníaco acuoso hayan sido adsorbidos. Como solo el oro permaneció en forma de tiosulfato, que se convirtió en la especie dominante debido a la mayor abundancia de estas especies en relación con el amoníaco acuoso, permanecieron suspendidos en solución sin ser adsorbidos en la superficie del carbón activado.

A.2. Impacto de la concentración de carbón activado

El efecto de la concentración de carbón activado en la recuperación de oro del lixiviado. En la Tabla 20 se aprecia los porcentajes de recuperación de oro aplicando dos concentraciones de carbón activado en un tiempo de 2 horas de tratamiento, donde el mayor promedio de recuperación de oro fue de $39 \pm 10,2$ % (Figura 20) aplicando 20,0 g/L de carbón activado, respecto del $23 \pm 2,15$ % de recuperación de oro con 60,0 g/L de carbón activado. Lo que se refleja en la correlación de Pearson positiva y muy alta de 0,98 y alta de 0,79 con 20 y 60 g/l, respectivamente, indicando que, a mayor tiempo de aplicación de carbón activado, la recuperación de oro sería mejor. El mayor coeficiente de determinación de 96,47 %, indica que la recuperación de oro fue más eficiente con carbón activado en 20 g/L, mientras que los restantes 3,53 % serían otros factores que vendrían influyendo la recuperación del oro; con 60 g/L de carbón activado, el coeficiente de determinación fue menor (63,38 %), donde el 36,62 % restante serían otros factores que vendrían interviniendo en la recuperación de oro (Figura 21).

Figura 21

Influencia de la concentración de carbón activado en la recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio



Se evaluaron dos concentraciones de carbón activado: 20,0 g/L y 60,0 g/L, y el tiempo de adsorción se redujo a dos horas. En la prueba con una concentración de 20,0 g/L de carbón activado, se alcanzó una recuperación de oro del 39 %. Sin embargo, cuando la concentración aumentó a 60,0 g/L, la recuperación fue menor, alcanzando solo el 23 %. Este menor rendimiento con mayor cantidad de carbón activado se debe a que la agitación dentro del reactor se dificulta, lo que impide que el oro se adsorba adecuadamente en la superficie del carbón activado.

Es interesante notar que, en la primera hora de adsorción, la prueba con 60,0 g/L de carbón activado mostró una mayor recuperación de oro. Sin embargo, pasado ese tiempo, la prueba con 20,0 g/L de carbón activado superó en rendimiento. Esto sugiere que el tiempo de contacto también juega un papel crucial en la efectividad del proceso.

Es fundamental mantener el pH de la solución por encima de 10,0, ya que cuando el pH cae por debajo de este valor, se favorece la formación del complejo de tiosulfato de oro, que no se adsorbe bien en el carbón

activado. En el ensayo con 20,0 g/L de carbón, el pH se mantuvo ligeramente por encima de 10,0, específicamente en 10,2, lo que facilitó la formación de complejos oro-amoniaco, que tienen mayor afinidad con el carbón activado.

Además del pH, la concentración de iones de tiosulfato también es un factor crucial. Una mayor cantidad de tiosulfato en la solución puede dificultar la difusión del complejo de diamino auroso hacia la superficie del carbón activado, lo que disminuye la eficacia del proceso.

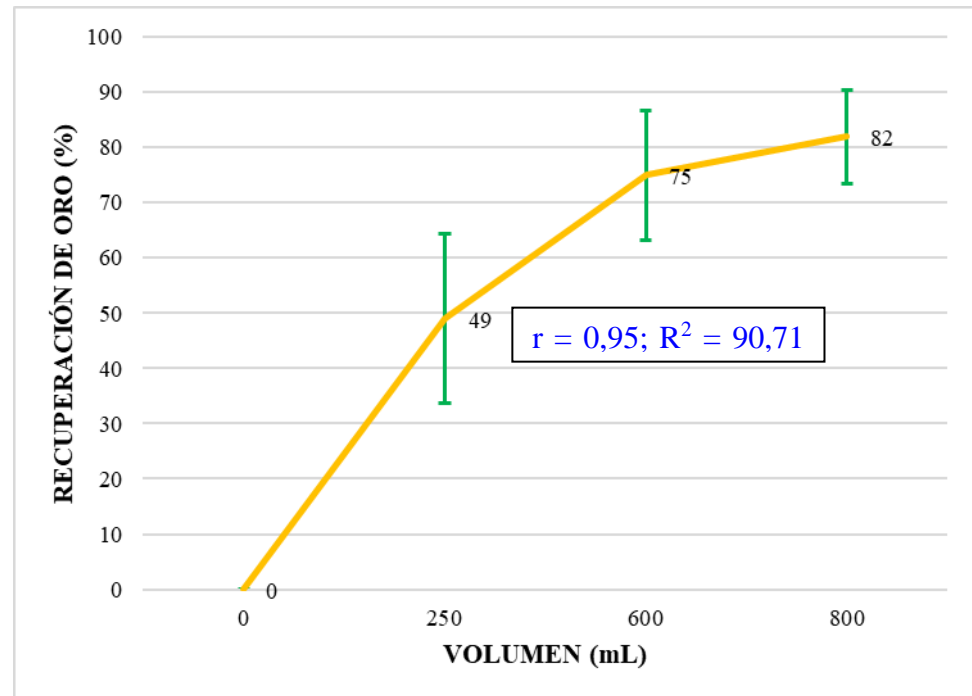
A la luz de estos factores, aunque el pH y la concentración de tiosulfato juegan un papel importante, los bajos rendimientos observados en la Figura 23 sugieren que el uso de carbón activado como técnica de recuperación de oro no es lo más eficiente.

B. Flotación iónica de lixiviados

La recuperación acumulada de oro en el concentrado de flotación de iones. En la tabla 21 se exhibe la recuperación de oro mediante la técnica de flotación de lixiviados, donde al aplicar un volumen de 250 mL se obtuvo un $49 \pm 15,30$ %, y a 800 mL se obtuvo una recuperación del $82 \pm 8,50$ %, siendo esta la mayor con el más alto promedio de recuperación de oro. Al incrementar el volumen se obtuvo una correlación de Pearson positiva y muy alta de 0,95, donde un 90,71 % de la recuperación fue influida por el volumen, y el restante 9,29 % serían otros factores que estarían interviniendo (Figura 22), esto significa que, a mayor volumen aplicado, la recuperación de oro sería incrementaría.

Figura 22

Recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio utilizando flotación iónica



En los ensayos de flotación iónica, se utilizó el colector Aliquat en una concentración del 100 % y el espumante Flomin F-121 al 1 %. Se añadieron estos reactivos al lixiviado en una concentración del 0,1 %, logrando una recuperación acumulada de oro del 82 % en un periodo de 40 minutos. La alta eficiencia en la recuperación del oro se debe a la afinidad del colector Aliquat, una amina cuaternaria, por el oro. Este compuesto se une al complejo de orotiosulfato, mientras que su parte hidrofóbica se adhiere a las burbujas de aire estabilizadas por el espumante Flomin F-121. A medida que las burbujas suben, arrastran el oro en forma de espuma, que luego se recoge en el concentrado de flotación.

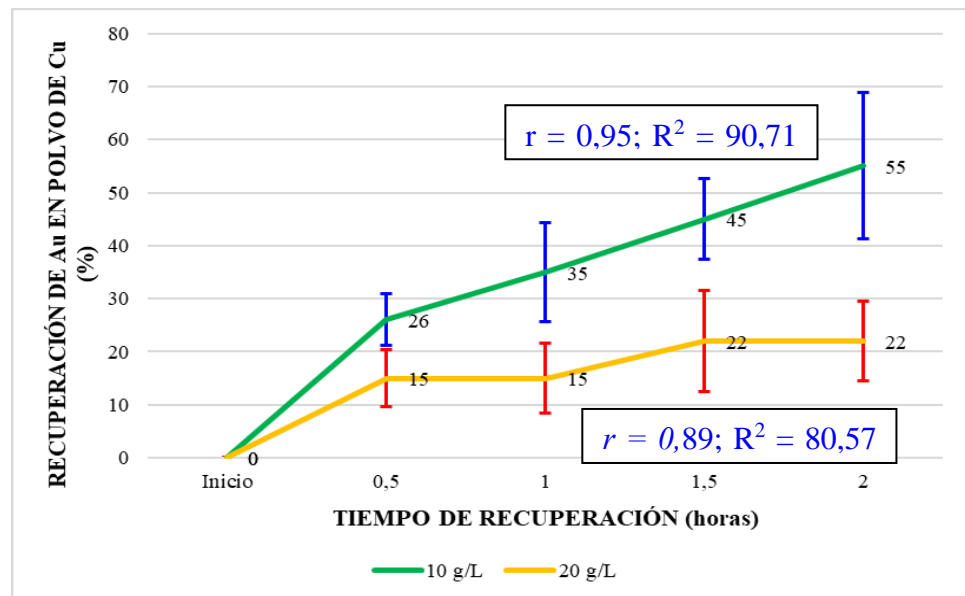
Asimismo, cabe señalar que el concentrado de flotación obtenido es acuoso, ya que la cantidad de colector orgánico es menor en comparación con el lixiviado que se flota. Añadiendo Aliquat a una concentración de 0,1 % al lixiviado se obtiene un concentrado acuoso de flotación que evita el uso de un paso de re-extracción para separar el oro de la fase orgánica.

C. Cementación de oro con polvo de cobre a partir de lixiviados

Para las pruebas de cementación se utilizó polvo de cobre metálico con un tamaño de partícula de 38 μm . Estas pruebas también se realizaron en ausencia de aire y la concentración de cobre metálico se cambió de 10 g/L a 20 g/L. En la Figura 23 se puede observar que el experimento realizado con la menor cantidad de cobre permite la mayor recuperación de oro. En la Tabla 22 se presenta los resultados de la recuperación de oro utilizando polvo de cobre hasta 2 horas de tiempo de tratamiento, donde al aplicar 10,0 g/L de polvo de cobre se obtuvo a la media hora una recuperación del $26 \pm 4,90 \%$, llegando a las 2 horas en un $55 \pm 13,80 \%$; por otro lado, al emplear 20 g/L de polvo de cobre, se obtuvieron cifras menores con $15 \pm 5,40 \%$ de recuperación a la media hora, llegando a $22 \pm 7,60 \%$ a las 2 horas. Los coeficientes de correlación de Pearson fueron positivos y muy altos, al utilizar 10 g/L fue 0,97 y 0,89 al aplicar 20 g/L de polvo de cobre (Figura 5), lo cual indica que, a mayor tiempo de aplicación de polvo de cobre, la recuperación de oro sería optimizado. El tiempo de tratamiento de aplicación de polvo de cobre en 10 g/L, influyó en un 94,18 %, los restantes 5,82 % serían otros factores que intervendrían; mientras tanto al agregar 20 g/L de polvo de cobre, el tiempo influyó en un 80,57 %, y el restante 19,43 % fueron otros factores.

Figura 23

Efecto de la concentración de cobre en la eficiencia de recuperación de oro a partir de soluciones lixiviadas con tiosulfato de sodio, utilizando la técnica de cementación con polvo de cobre



En un ensayo donde se utilizó 10 g/L de cobre metálico, se logró recuperar un 55 % del oro presente en el lixiviado. Sin embargo, cuando la cantidad de cobre metálico se incrementó a 20 g/L, la recuperación de oro cayó al 22 %. Este rendimiento más bajo podría estar vinculado a la presencia de cuprotetramina. Aunque se sabe que en condiciones de pH superiores a 10,0 es posible estabilizar los iones cúpricos y evitar la pasivación de la superficie de cobre utilizada para la cementación, la cuprotetramina formada podría estar obstaculizando la correcta disolución del oro. Esto sugiere que mantener un pH elevado no siempre garantiza una mayor eficiencia en el proceso de cementación. Otra posible causa de la baja recuperación es que el exceso de cobre metálico dificulta el contacto adecuado entre el oro y el cobre, lo que perjudica la eficiencia del proceso de recuperación del oro.

CONCLUSIONES

- La máxima recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante se da a un valor (15 % de sólidos; pH = 10,5; $[\text{Na}_2\text{S}_2\text{O}_3] = 1\text{M}$; $[\text{NH}_3] = 0,1\text{M}$; $[\text{Cu}^{2+}] = 2\text{mM}$; $d_{80} = 74 \mu\text{m}$), y se obtiene un 94 % de recuperación de oro en dos horas de agitación.
- Las recuperaciones máximas en la evaluación del proceso de lixiviación con tiosulfato de sodio con las variables tiempo en 50 horas 43 % de recuperación, concentración de tiosulfato de sodio en 24 horas a 0,2M 38 % de recuperación; 0,4M 49 % de recuperación; 0,7M 80 % de recuperación, concentración de iones cobre en 24 horas a 2mM 46 % de recuperación; 6mM 28 % de recuperación y 10mM 40 % de recuperación, pH en 24 horas a 10,5 27 % de recuperación; 12,0 17 % de recuperación, porcentaje de sólidos en 24 horas a 15 % 79 % de recuperación; 30 % 20 % de recuperación y tamaño de partícula en 24 horas a 74 μm 79 % de recuperación; 100 μm 59 % de recuperación.
- Las recuperaciones máximas en los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por absorción con carbón activado en 2 horas a 20,0 g/L 39 % de recuperación; 60,0 g/L 23 % de recuperación, flotación iónica en 800 mL 82 % de recuperación y cementación con polvo de cobre a 10g/L 55 % de recuperación; 20g/L 22 % de recuperación.

RECOMENDACIONES

- Se sugiere explorar el uso de aditivos como el EDTA o la CMC, ya que estos compuestos podrían ayudar a reducir la cantidad de tiosulfato necesaria durante los ensayos de lixiviación, haciendo el proceso más eficiente y menos costoso. Es recomendable realizar pruebas de cementación utilizando otros materiales precipitantes, como el hierro o el zinc, con el fin de evaluar si estos mejoran la recuperación de oro en comparación con los resultados obtenidos con polvo de cobre. Esto podría ofrecer alternativas más viables y sostenibles. Se aconseja llevar a cabo los procesos de lixiviación y flotación iónica en una planta piloto, lo cual permitiría comprobar si las condiciones optimizadas en el laboratorio pueden replicarse de manera efectiva a mayor escala. Este paso es clave para asegurar que los resultados sean aplicables en un entorno industrial y puedan beneficiar a la producción real.

BIBLIOGRAFÍA

- Adams, M. D. (2016). *Gold ore processing: project development and operations*. Elsevier. <https://www.sciencedirect.com/book/9780444636584/gold-ore-processing>
- Ahlatci, F., Yazici, E. Y., Yilmaz, E., Celep, O., & Deveci, H. (2022). A novel method for the recovery of silver from thiosulphate leach solutions using trimercapto-s-triazine (TMT). *Minerals Engineering*, 177, 107373. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2021.107373>
- Aylmore G., & Muir M. (2001). Thermodynamic analysis of gold leaching by ammoniacal thiosulfate using Eh/pH and speciation diagrams. *Mining, Metallurgy & Exploration*, 18(4), 221–227. <https://doi.org/https://doi.org/10.1007/BF03403254>
- Aylmore, M. G. (2001). Treatment of a refractory gold—copper sulfide concentrate by copper ammoniacal thiosulfate leaching. *Minerals Engineering*, 14(6), 615–637. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(01\)00057-7](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(01)00057-7)
- Aylmore, M. G. (2005). Alternative lixivants to cyanide for leaching gold ores. *Developments in Mineral Processing*, 15(C), 501–539. [https://doi.org/10.1016/S0167-4528\(05\)15021-2](https://doi.org/10.1016/S0167-4528(05)15021-2)
- Aylmore, M. G. (2016). Thiosulfate as an Alternative Lixiviant to Cyanide for Gold Ores. *Gold Ore Processing: Project Development and Operations*, 485–523. <https://doi.org/10.1016/B978-0-444-63658-4.00028-1>
- Baron, J. Y., Mirza, J., Nicol, E. A., Smith, S. R., Leitch, J. J., Choi, Y., & Lipkowski, J. (2013). SERS and electrochemical studies of the gold–electrolyte interface under thiosulfate based leaching conditions. *Electrochimica Acta*, 111, 390–399. <https://doi.org/10.1016/J.ELECTACTA.2013.07.195>
- Breuer, P. L., & Jeffrey, M. I. (2000). Thiosulfate leaching kinetics of gold in the presence of copper and ammonia. *Minerals Engineering*, 13(10–11), 1071–1081. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(00\)00091-1](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(00)00091-1)

- Breuer, P. L., & Jeffrey, M. I. (2002). An electrochemical study of gold leaching in thiosulfate solutions containing copper and ammonia. *Hydrometallurgy*, 65(2–3), 145–157. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00086-5](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00086-5)
- Breuer, P. L., & Jeffrey, M. I. (2003). The reduction of copper(II) and the oxidation of thiosulfate and oxysulfur anions in gold leaching solutions. *Hydrometallurgy*, 70(1–3), 163–173. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(03\)00078-1](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(03)00078-1)
- Chaka, K., & Rupprecht, S. M. (2022). *Thiosulfate Leaching in Carbonaceous Gold-Bearing Ores in Ethiopia*. <https://doi.org/10.2139/SSRN.4940673>
- Chandra, I., & Jeffrey, M. I. (2004). An electrochemical study of the effect of additives and electrolyte on the dissolution of gold in thiosulfate solutions. *Hydrometallurgy*, 73(3–4), 305–312. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2003.12.002>
- Chaparro, M. E., Valenzuela, J. L., Munive, G. T., & Parga, J. R. (2012). Uso de Resina de Intercambio Aniónico para la Recuperación del Complejo Oro Tiosulfato desde Soluciones Acuosas. *Información Tecnológica*, 23(2), 53–60. <https://doi.org/10.4067/S0718-07642012000200007>
- Chu, C. K., Breuer, P. L., & Jeffrey, M. I. (2003). The impact of thiosulfate oxidation products on the oxidation of gold in ammonia thiosulfate solutions. *Minerals Engineering*, 16(3), 265–271. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(02\)00369-2](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(02)00369-2)
- Doyle, F. M. (2003). Ion flotation—its potential for hydrometallurgical operations. *International Journal of Mineral Processing*, 72(1–4), 387–399. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(03\)00113-3](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(03)00113-3)
- Feng, D., & van Deventer, J. S. J. (2007). The effect of sulphur species on thiosulphate leaching of gold. *Minerals Engineering*, 20(3), 273–281. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2006.10.001>
- Ficeriová, J., Baláž, P., Boldižárová, E., & Jeleň, S. (2002). Thiosulfate leaching of gold from a mechanically activated CuPbZn concentrate. *Hydrometallurgy*, 67(1–3), 37–43. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00135-4](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00135-4)

- Grosse, A. C., Dicinoski, G. W., Shaw, M. J., & Haddad, P. R. (2003). Leaching and recovery of gold using ammoniacal thiosulfate leach liquors (a review). *Hydrometallurgy*, *69*(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00169-X](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00169-X)
- Guerra, E., & Dreisinger, D. B. (1999). A study of the factors affecting copper cementation of gold from ammoniacal thiosulphate solution. *Hydrometallurgy*, *51*(2), 155–172. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(98\)00061-9](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(98)00061-9)
- Heath, J. A., Jeffrey, M. I., Zhang, H. G., & Rumball, J. A. (2008). Anaerobic thiosulfate leaching: Development of in situ gold leaching systems. *Minerals Engineering*, *21*(6), 424–433. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2007.12.006>
- Ilyas, S., Zia, A., & Lee, J. (2018). Thiosulfate Leaching of Gold. *Gold Metallurgy and the Environment*, 103–126. <https://doi.org/10.1201/9781315150475-4>
- Jeffrey, M. I., Breuer, P. L., & Choo, W. L. (2001). A kinetic study that compares the leaching of gold in the cyanide, thiosulfate, and chloride systems. *Metallurgical and Materials Transactions B: Process Metallurgy and Materials Processing Science*, *32*(6), 979–986. <https://doi.org/10.1007/S11663-001-0086-7/METRICS>
- Jeffrey, M. I., Hewitt, D. M., Dai, X., & Brunt, S. D. (2010). Ion exchange adsorption and elution for recovering gold thiosulfate from leach solutions. *Hydrometallurgy*, *100*(3–4), 136–143. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2009.11.003>
- Ledesma-Herrera, Y. G., Delgado-Hernández, S. G., Camarillo-Silva, M., Martínez-Torres, J. D., & Elorza-Rodríguez, E. (2022). Recuperación de oro y plata de escorias de la unidad “La Herradura”; efecto del zinc durante su lixiviación en el sistema Tiosulfato-Amoníaco-Cu(II) (TACu). *JÓVENES EN LA CIENCIA*, *28*. <https://doi.org/10.15174/JC.2024.4396>
- Liu, X., Xu, B., Yang, Y., Li, Q., Jiang, T., & He, Y. (2018). Thermodynamic analysis of ammoniacal thiosulphate leaching of gold catalysed by Co(III)/Co(II) using Eh-pH and speciation diagrams. *Hydrometallurgy*, *178*, 240–249. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2018.05.014>
- Molleman, E., & Dreisinger, D. (2002). The treatment of copper–gold ores by ammonium thiosulfate leaching. *Hydrometallurgy*, *66*(1–3), 1–21. [https://doi.org/10.1016/S0304-386X\(02\)00080-4](https://doi.org/10.1016/S0304-386X(02)00080-4)

- Navarro, P., Vargas, C., Alonso, M., & Alguacil, F. J. (2006). The adsorption of gold on activated carbon from thiosulfate-ammoniacal solutions. *Gold Bulletin*, 39(3), 93–97. <https://doi.org/10.1007/BF03215535/METRICS>
- Navarro P., Villarroel A., & Alguacil F. (2001). Lixiviación de oro con tiosulfato de amonio catalizado con ion cúprico desde un concentrado polimetálico. *Revista Metallica*, 1–9. <https://www.revistas.usach.cl/ojs/index.php/remetallica/article/view/1277>
- Petter, P. M. H., Veit, H. M., & Bernardes, A. M. (2015). Leaching of gold and silver from printed circuit board of mobile phones. *Rem: Revista Escola de Minas*, 68(1), 61–68. <https://doi.org/10.1590/0370-44672015680152>
- Polat, H., & Erdogan, D. (2007). Heavy metal removal from waste waters by ion flotation. *Journal of Hazardous Materials*, 148(1–2), 267–273. <https://doi.org/10.1016/J.JHAZMAT.2007.02.013>
- Puente-Siller, D. M., Fuentes-Aceituno, J. C., & Nava-Alonso, F. (2014). Study of thiosulfate leaching of silver sulfide in the presence of EDTA and sodium citrate. Effect of NaOH and NH₄OH. *Hydrometallurgy*, 149, 1–11. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2014.06.004>
- Riastuti, R., Muwahhid, K., Maksum, A., Soedarsono, J. W., & Asfar, Mhd. I. Y. (2022). Effect of Thiosulfate Concentration and Leaching Temperature in Ammoniacal Thiosulfate Leaching of Refractory Sulfide Gold Ore. *Jurnal Mettek: Jurnal Ilmiah Nasional Dalam Bidang Ilmu Teknik Mesin*, 8(2), 146–152. <https://doi.org/10.24843/METTEK.2022.V08.I02.P09>
- Senanayake G. (2004). Analysis of reaction kinetics, speciation and mechanism of gold leaching and thiosulfate oxidation by ammoniacal copper (II) solutions. *Hydrometallurgy*, 75((1-4)), 55–75. <https://doi.org/https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2004.06.004>
- Senanayake, G. (2004). Analysis of reaction kinetics, speciation and mechanism of gold leaching and thiosulfate oxidation by ammoniacal copper(II) solutions. *Hydrometallurgy*, 75(1–4), 55–75. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2004.06.004>

- Senanayake, G. (2005). The role of ligands and oxidants in thiosulfate leaching of gold. *Gold Bulletin*, 38(4), 170–179. <https://doi.org/10.1007/BF03215257/METRICS>
- Senanayake, G. (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. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2011.11.011>
- Senanayake, G., & Zhang, X. M. (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. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2011.11.010>
- Sitando, O., Dai, X., Senanayake, G., Nikoloski, A. N., & Breuer, P. (2020). A fundamental study of gold leaching in a thiosulfate-oxygen-copper system in the presence of activated carbon. *Hydrometallurgy*, 192, 105232. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2019.105232>
- Sitando, O., Senanayake, G., Dai, X., Nikoloski, A. N., & Breuer, P. (2018). A review of factors affecting gold leaching in non-ammoniacal thiosulfate solutions including degradation and in-situ generation of thiosulfate. *Hydrometallurgy*, 178, 151–175. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2018.02.016>
- Wan, R. Y., & LeVier, K. M. (2003). Solution chemistry factors for gold thiosulfate heap leaching. *International Journal of Mineral Processing*, 72(1–4), 311–322. [https://doi.org/10.1016/S0301-7516\(03\)00107-8](https://doi.org/10.1016/S0301-7516(03)00107-8)
- Wang, J., Xie, F., Wang, W., Bai, Y., Fu, Y., & Chang, Y. (2020). Leaching of gold from a free milling gold ore in copper-citrate-thiosulfate solutions at elevated temperatures. *Minerals Engineering*, 155, 106476. <https://doi.org/10.1016/J.MINENG.2020.106476>
- Xie, F., Chen, J. nan, Wang, J., & Wang, W. (2021). Review of gold leaching in thiosulfate-based solutions. *Transactions of Nonferrous Metals Society of China*, 31(11), 3506–3529. [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(21\)65745-X](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(21)65745-X)
- Xu, B., Kong, W., Li, Q., Yang, Y., Jiang, T., & Liu, X. (2017). A Review of Thiosulfate Leaching of Gold: Focus on Thiosulfate Consumption and Gold Recovery from



- Pregnant Solution. *Metals* 2017, Vol. 7, Page 222, 7(6), 222.
<https://doi.org/10.3390/MET7060222>
- Xu, B., Yang, Y., Jiang, T., Li, Q., Zhang, X., & Wang, D. (2015). Improved thiosulfate leaching of a refractory gold concentrate calcine with additives. *Hydrometallurgy*, 152, 214–222. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2014.12.016>
- Yang, Y., Gao, W., Xu, B., Li, Q., & Jiang, T. (2019). Study on oxygen pressure thiosulfate leaching of gold without the catalysis of copper and ammonia. *Hydrometallurgy*, 187, 71–80. <https://doi.org/10.1016/J.HYDROMET.2019.05.006>
- Zhang, X. M., & Senanayake, G. (2016). A Review of Ammoniacal Thiosulfate Leaching of Gold: An Update Useful for Further Research in Non-cyanide Gold Lixivants. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 37(6), 385–411. <https://doi.org/10.1080/08827508.2016.1218872>

ANEXOS

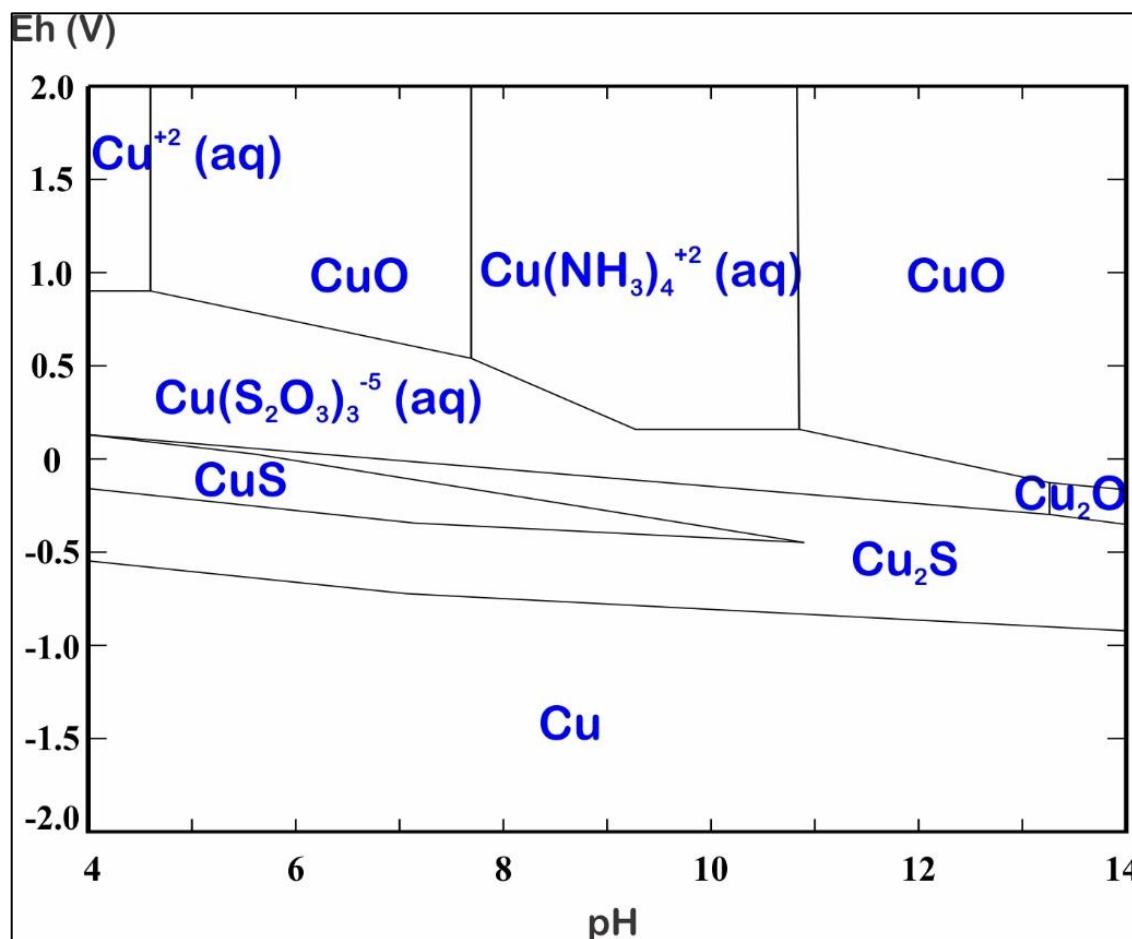
Anexo 1. Matriz de Consistencia

Identificación del Problema	Objetivos	Hipótesis
<p>Problema general</p> <p>¿Cómo será la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>Es posible la recuperación de oro a partir de minerales sulfurados con tiosulfato de sodio como agente lixivante.</p>
<p>Problemas específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ ¿Cómo se evalúa el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante? ▪ ¿Cómo se evalúan los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre? 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Evaluar el proceso de lixiviación para la recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante. ▪ Evaluar de los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre. 	<p>Objetivos específicos</p> <ul style="list-style-type: none"> ▪ Es posible evaluar el proceso de lixiviación para recuperación de oro con tiosulfato de sodio como agente lixivante. ▪ Es posible evaluar los procesos de recuperación de oro a partir de los lixiviados por adsorción con carbón activado, flotación iónica y cementación con polvo de cobre.

Anexo 2. Gráficos Estadísticos

Figura 24

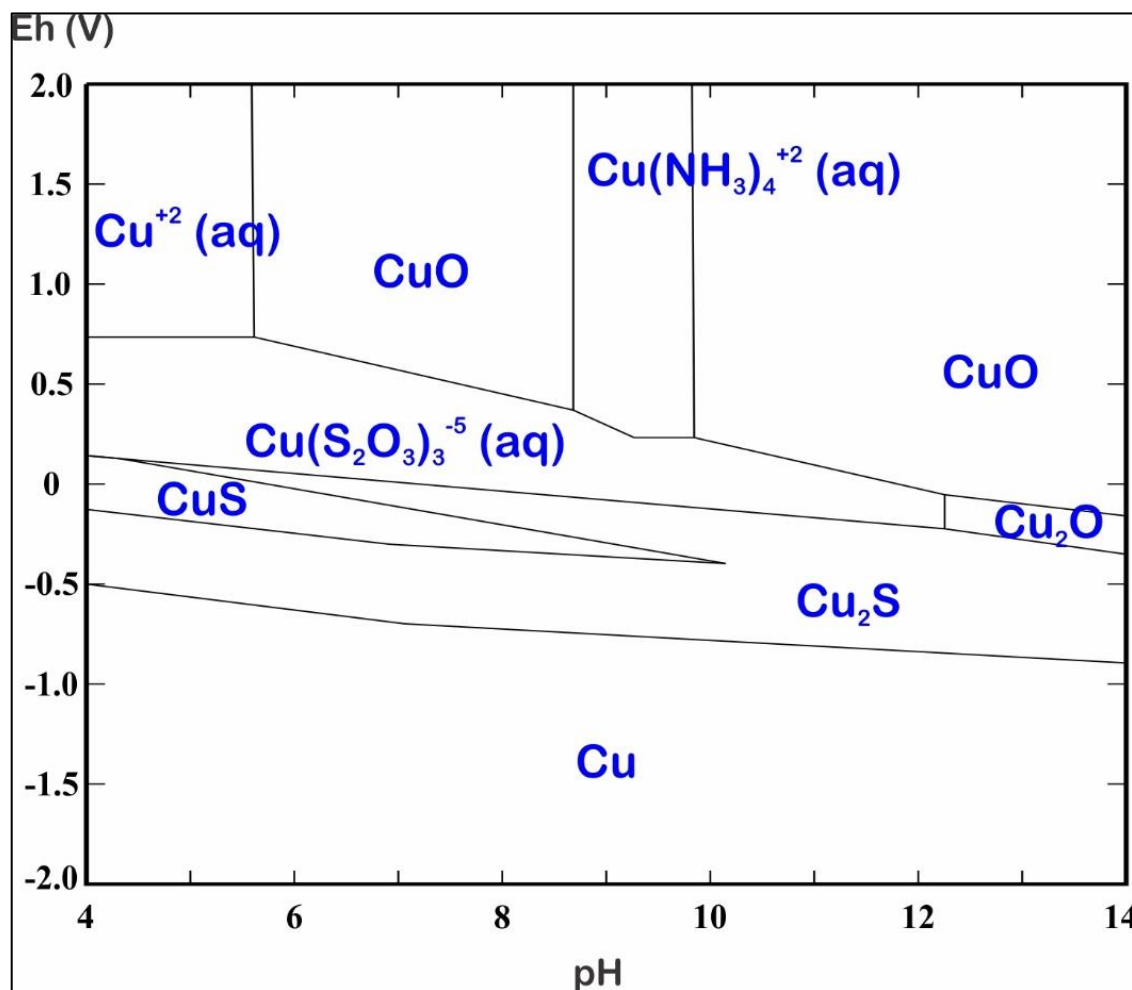
Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema tiosulfato-amoniaco-cobre ($[S_2O_3] = 1 M$; $[NH_3] = 1 M$; $[Cu^{2+}] = 50 mM$)



Nota. (Aylmore y Muir, 2000, p.141).

Figura 25

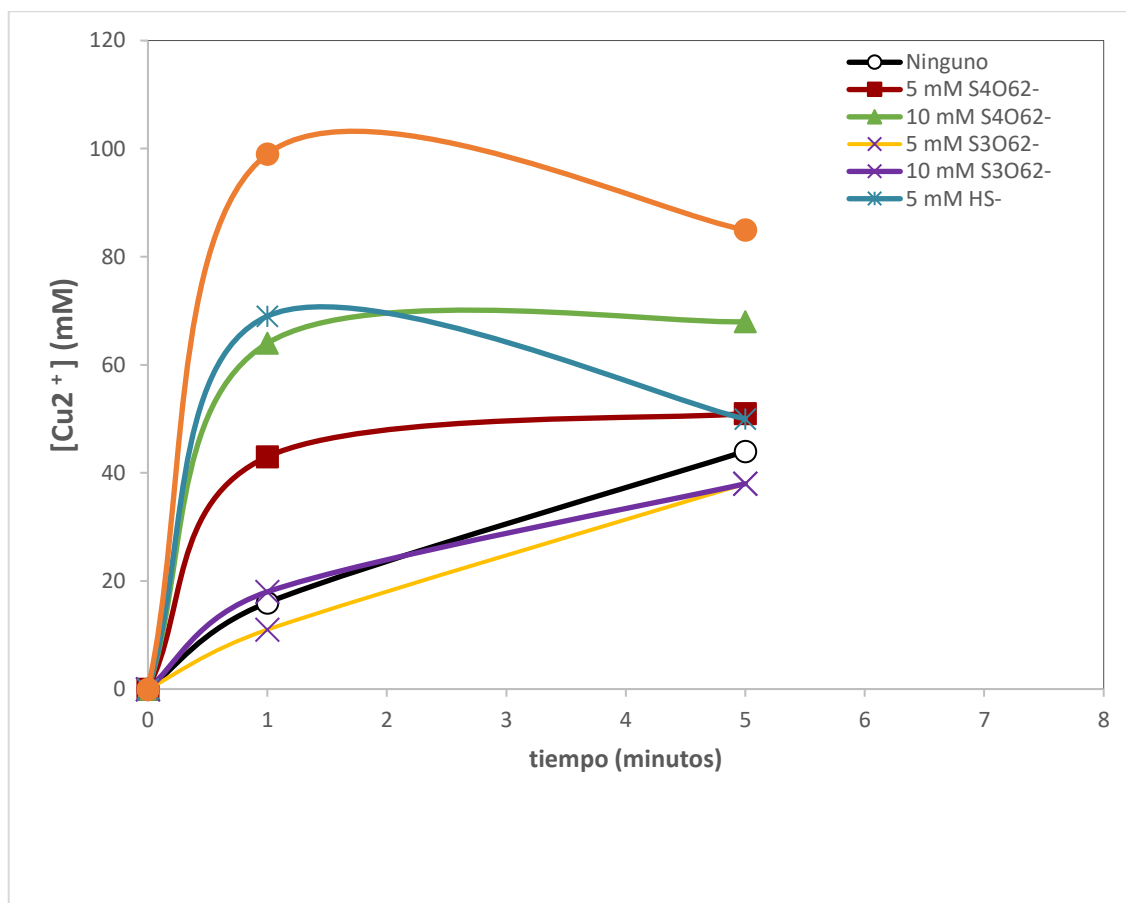
Diagrama Eh-pH de las especies de cobre formadas en el sistema de cobre tiosulfatoamonio ($[S_2O_3] = 0,1 M$; $[NH_3] = 0,1 M$; $[Cu^{2+}] = 0,5 mM$)



Nota. (Aylmore y Muir, 2000, p.142).

Figura 26

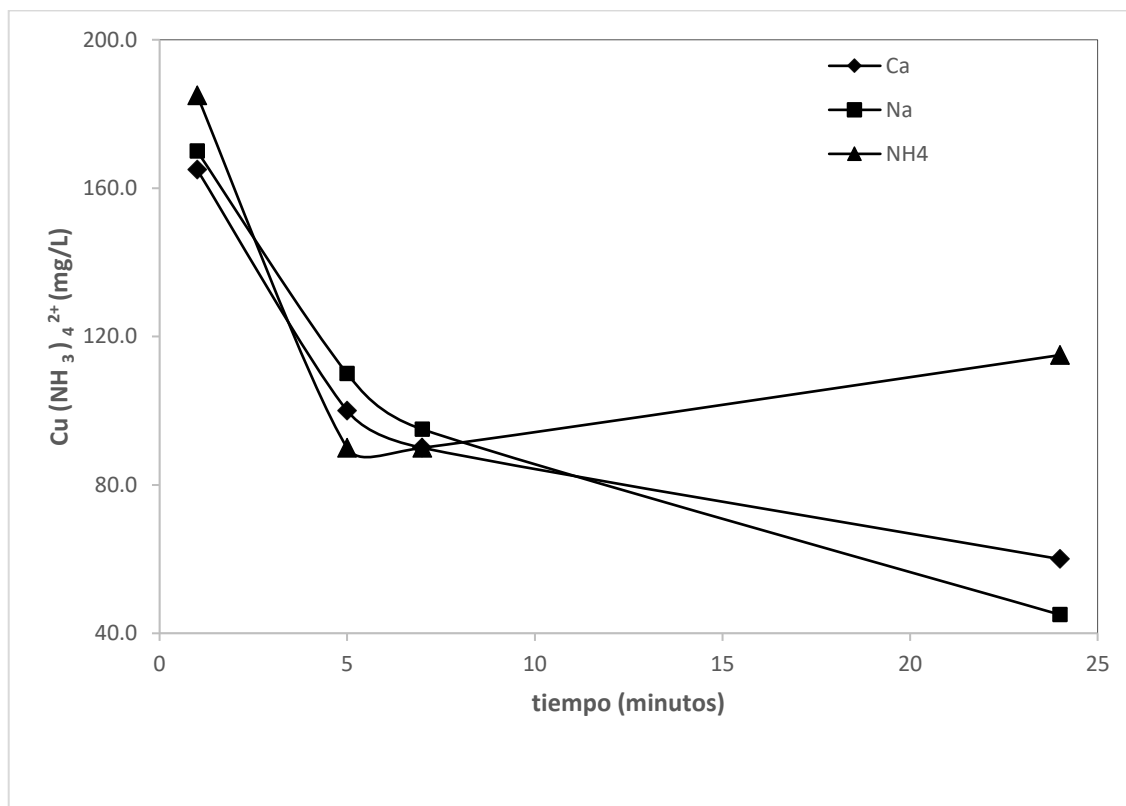
Concentración de Cu^{2+} en diferentes concentraciones de especies de sulfuros



Nota. (Senanayake, 2012, p.7).



Figura 27

Efecto del tipo de sal de tiosulfato en la concentración de cuprotetramina ($[S_2O_3] = 0,1$ M; $[NH_3] = 0,5$ M; $[Cu^{2+}] = 4$ mM)



Nota. (Feng y van Deventer, 2010c, p.123).

Anexo 3. Informe de laboratorio químico

**UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS**
INSTITUTO DE INVESTIGACIONES GEOLÓGICAS Y DEL MEDIO AMBIENTE
SERVICIOS LABORATORIOS
La Paz - Bolivia 

INFORME LABORATORIO QUIMICO

Solicitante: Sr. Alfredo Mamani Canqui
Tipo de análisis: Análisis químico
Número de muestras: Una
Tipo de muestra: Granular
Operador: Mario Blanco Cazas
Fecha: La Paz, septiembre de 2019
oooooOooooo


DESCRIPCIÓN DE LA MUESTRA.
La muestra se identifica con el siguiente código: "MAMANI CANQUI". La muestra correspondiente a "material granular" color gris verdoso.


PREPARACION DE LA MUESTRA.
Para el análisis de fusión se tomó una parte representativa de la muestra misma que fue reducida en polvo para fundir en un crisol.
Para el análisis de Absorción Atómica se tomó una parte representativa de la muestra misma que fue llevada a un ataque químico, dilución.

CONDICIONES DE OPERACIÓN DEL EQUIPO.
El análisis por fusión se realizó en un horno, y los análisis de muestras diluidas se realizó con el equipo de Absorción atómica AAS (Hitachi).

RESULTADOS.

Au (g/l)	6,4
Ag (g/l)	11,33
Zn (%)	0,08
Fe (%)	6,73
As (%)	0,18
Sb (%)	2,05
Cu (%)	0,12


Mario Blanco Cazas
INVESTIGADOR IGEMA



Tel: 2793392 • Fax: 2793124 • E-mail: igemaumsa@gmail.com • Casilla 35140 • Calle 27, Pabellón 3, Campus Universitario, Cota Cota • La Paz - Bol

**UNIVERSIDAD MAYOR DE SAN ANDRÉS**
INSTITUTO DE INVESTIGACIONES GEOLÓGICAS Y DEL MEDIO AMBIENTE
SERVICIOS LABORATORIOS
La Paz - Bolivia 

INFORME LABORATORIO DE RAYOS X – FRX-DRX

Solicitante:	Sr. Alfredo Mamani Canqui
Tipo de Análisis:	DRX
Número de muestras:	Una
Tipo de muestra:	Poños
Operador:	Mario Blanco Cazas
Fecha:	La Paz, septiembre de 2019

oooooooooooooooo

DESCRIPCION MACROSCÓPICA DE LA MUESTRA.

La muestra se identifica con el siguiente código: "MAMANI CANQUI". La muestra corresponde a "material molido" o en estado de polvo fino de color gris con tinte algo verdoso.

PREPARACION DE LA MUESTRA.

Para el análisis de Difracción de Rayos X (DRX), se tomó una parte representativa de la muestra mama que fue reducida a polvo fino mediante molinda en mortero de ágata.

CONDICIONES DE OPERACION DEL EQUIPO.

El análisis mineralógico de fases sólidas cristalinas se realizó en un equipo de Difracción (DRX) PanAnalytical Expert Plus con tubo generador de Rayos X de Cu (cobre) y filtro de Ni, dando radiación K alfa del Cu con longitud de onda de 1.54178 Å, bajo las condiciones de operación: Radiación a 40 Kv. y 40mA., rango de registro de 3° a 60°, detección con XCELERATOR de 125 canales y escala de detección automática.

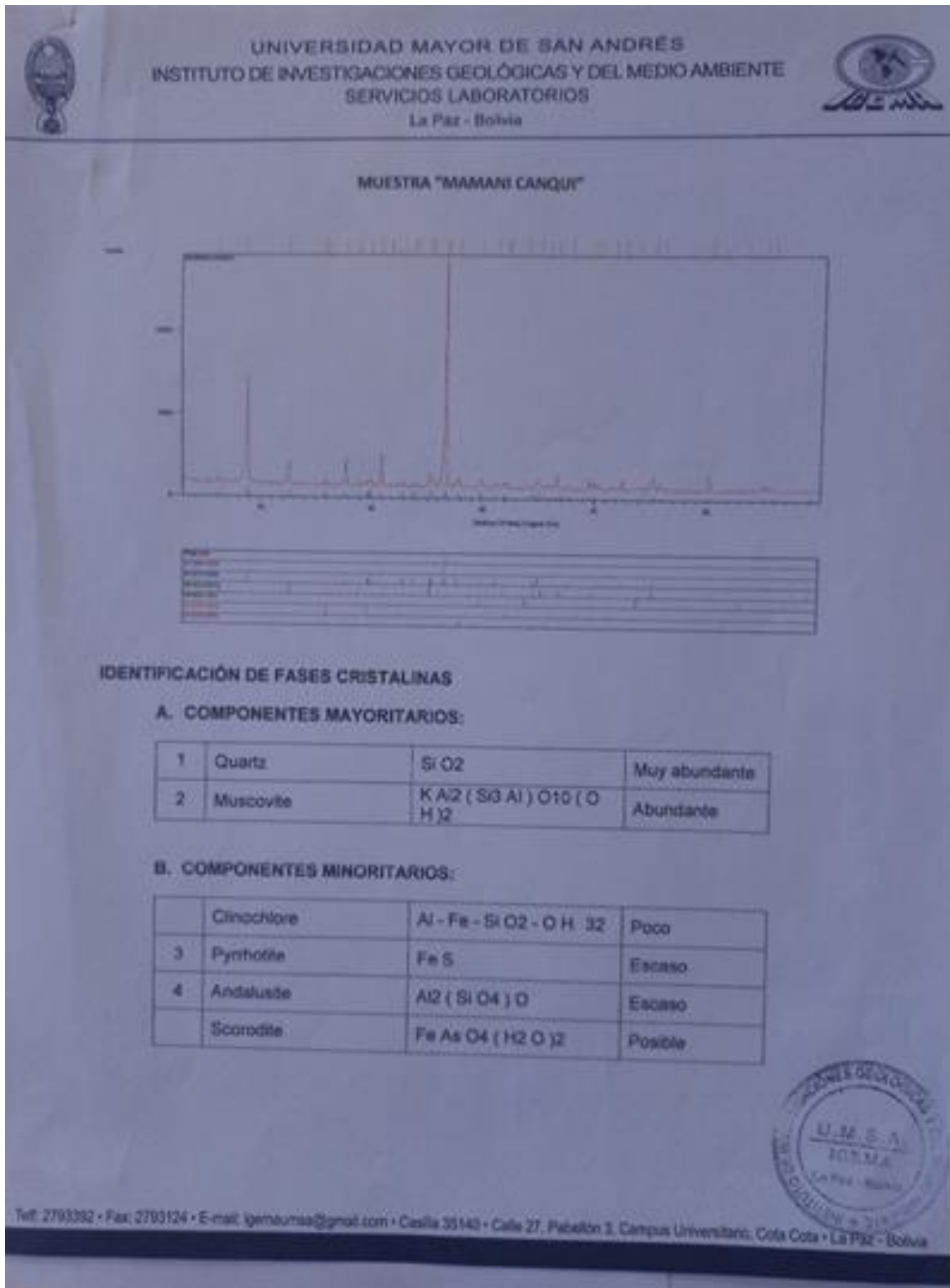
RESULTADOS

En la siguiente página, el gráfico muestra el difractograma DRX obtenido, acompañado de su correspondiente cuadro de identificación de especies minerales o fases cristalinas sólidas determinadas con el auxilio del software especializado "X'Pert High Score" de la Pan Analytical-Philips sobre una base de datos de más de más de 130 000 registros de comparación.


Mario Blanco Cazas
INVESTIGADOR IGEMA



Tel: 2793392 • Fax: 2793124 • E-mail: igemaumsa@igema.com • Casilla 35140 • Calle 27, Pabellón 3, Campus Universitario, Cota Cota • La Paz - Bolivia



Anexo 4. Declaración jurada de autenticidad



Universidad Nacional del
Altiplano Puno



Vicerrectorado de
Investigación



Repositorio
Institucional

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo **ALFREDO MAMANI CANQUI** identificado(a) con N° DNI: **01212174** en mi condición de egresado(a) del:

DOCTORADO EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE

con código de matrícula N° 060684, informo que he elaborado la tesis denominada:

RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LIXIVIANTE

Es un tema original.

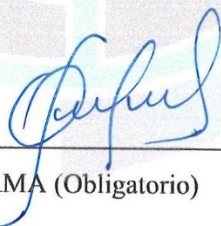
Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y no existe plagio/copia de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno, 26 de Noviembre del 2024.



FIRMA (Obligatorio)



Huella

Anexo 5. Autorización de publicación en Repositorio Institucional



Universidad Nacional del
Altiplano Puno



Vicerrectorado de
Investigación



Repositorio
Institucional

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo **ALFREDO MAMANI CANQUI** identificado(a) con N° DNI: **01212174**, en mi condición de egresado(a) del **Programa de Maestría o Doctorado: DOCTORADO EN CIENCIA, TECNOLOGÍA Y MEDIO AMBIENTE**, informo que he elaborado la tesis denominada:

RECUPERACIÓN DE ORO A PARTIR DE MINERALES SULFURADOS CON TIOSULFATO DE SODIO COMO AGENTE LIXIVIANTE

para la obtención de **Grado**.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno, 26 de Noviembre del 2024.



FIRMA (Obligatorio)



Huella