

Recuperación de oro de minerales auríferos refractarios, la importancia de la caracterización mineralógica y el efecto del oxígeno en la lixiviación ácida

Gold recovery from refractory aurifere minerals, the importance of mineralogical characterization and the effect of oxygen on acid leaching

Alcides Renán Gutarra Bernaola^{1,2,a}, Daniel Florencio Lovera Dávila^{2,b}

Recibido: 25/02/2023 - Aprobado: 06/04/2023 – Publicado: 02/06/2023

RESUMEN

La lixiviación ácida es una alternativa de procesamiento para mejorar la recuperación de oro desde menas auríferas conformadas por pirita y arsenopirita, denominados minerales refractarios. El oro contenido en este tipo de mena es escasamente soluble por procesos convencionales, el mineral investigado es el relave de un proceso de cianuración directa, tiene una ley de 0.14 Oz/TC; la caracterización mineralógica realizada a este mineral, muestra que las partículas de oro son menores a 5 micras y que está asociada a la arsenopirita y pirita; ambas especies representan el 46.30 % del volumen total.

La solución ácida está compuesta por el ácido sulfúrico a 0.1 M, nitrato de potasio a 0.4 M y cloruro de sodio a 0.6 M, el ácido sulfúrico (H₂SO₄) reacciona con el nitrato de potasio (KNO₃) para formar ácido nítrico (HNO₃) y éste reacciona con el cloruro de sodio (NaCl) para formar cloruro de nitrosilo, un componente del agua regia, (NOCl), este último es un poderoso lixivante de oro; la recuperación alcanzada es del 28.74 %, adicionando oxígeno enriquecido al 90 % de pureza se logra una recuperación del 37.08 % del oro.

Palabras claves: Caracterización mineralógica, cloruro de nitrosilo, lixiviación ácida, mena aurífera, mineral refractario.

ABSTRACT

Acid leaching is a processing alternative to improve the recovery of gold from gold ores made up of pyrite and arsenopyrite called refractory minerals, the gold contained in this type of ore is hardly soluble by conventional processes, the mineral investigated is the tailings of a process of direct cyanidation, it has a law of 0.14 Oz/TC; the mineralogical characterization carried out on this mineral shows that the gold particles are less than 5 microns and that it is associated with arsenopyrite and pyrite; both species represent 46.30 % of the total volume.

The acid solution is composed of 0.1 M sulfuric acid, 0.4 M potassium nitrate and 0.6 M sodium chloride, sulfuric acid (H₂SO₄) reacts with potassium nitrate (KNO₃) to form nitric acid (HNO₃) and it reacts with sodium chloride (NaCl) to form nitrosyl chloride, which is a component of aqua regia, (NOCl) the latter is a powerful gold leach; the recovery achieved is 28.74%, adding enriched oxygen to 90% purity, a recovery of 37.08% of gold is achieved.

Keywords: Mineralogical characterization, nitrosyl chloride, acid leaching, gold ore, refractory mineral.

1 Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería Metalúrgica y de Materiales. Huancayo, Perú.

2 Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica. Lima, Perú.

a Estudiante de posgrado en Geometalurgia. Autor para correspondencia: alcides.gutarra@unmsm.edu.pe - ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-8374-5416>

b Docente principal de la EP de Ingeniería Metalúrgica. E-mail: dloverad@unmsm.edu.pe - ORCID: <https://orcid.org/0000-0003-2815-0716>

I. INTRODUCCIÓN

La cotización del oro ha evolucionado exponencialmente a partir del año 2003 en adelante, estos precios han motivado una mayor extracción de minerales auríferos y con ello se han ido agotando las menas de mayor recuperación metalúrgica; en cambio se están encontrando minerales auríferos, que tienen leyes altas pero con recuperaciones bajas. Celep et al., (2008) menciona que las recuperaciones de oro en minerales refractarios se caracterizan por estar entre el 50 a 80 %, es por esta razón que los relaves de estos procesos aún tienen valores altos que no han sido recuperados eficientemente por procesos convencionales como la lixiviación por cianuración directa, esta característica en la recuperación define al mineral como refractario.

Arias et al. (2005), afirma que el uso de otras tecnologías permitirá solucionar problemas metalúrgicos; para determinar el grado de refractariedad de estos minerales poco dóciles a procesos convencionales la ciencia contribuye con tecnología y procedimientos modernos que nos permiten definir el tipo de mineral; la caracterización mineralógica nos brinda información importante sobre las diferentes clases de minerales y sus características, en este punto es donde la geometalurgia se convierte en una herramienta valiosa para conocer íntimamente la estructura del mineral, estos datos posibilitan decidir el adecuado procesamiento para obtener resultados eficientes tanto operativos como económicos.

En el presente estudio se ha investigado el relave de un mineral aurífero refractario procedente de un procesamiento por cianuración directa, que tiene una ley de 0.14 Oz/TC con un valor monetario de US \$ 283/TM, el análisis de caracterización mineralógica nos reporta que el oro se encuentra asociado a la pirita y arsenopirita en tamaños menores a 5 micras, Sanchez et al. (2017) dice que el oro al estar atrapado dentro de la matriz de arsenopirita origina que estos minerales tengan un fuerte carácter refractario a la cianuración; este oro es el que no ha podido ser lixiviado por el cianuro, por ello este estudio propone la lixiviación ácida adicionando oxígeno enriquecido al 90 % de pureza, con el objetivo de mejorar la recuperación del metal valioso.

La solución lixivante está conformado por el ácido sulfúrico a 0.1 M, nitrato de potasio a 0.4 M y cloruro de sodio a 0.6 M, el ácido sulfúrico (H₂SO₄) reacciona con el nitrato de potasio (KNO₃) para formar ácido nítrico (HNO₃) y este reacciona con el cloruro de sodio (NaCl) para formar cloruro de nitrosilo, que es un componente del agua regia, (NOCl), este último es un poderoso lixivante de oro, durante la agitación se ha adicionado oxígeno enriquecido al 90 % de pureza a razón de 5 litros por minuto.

La recuperación lograda por la lixiviación ácida es del 28.74 %, adicionando oxígeno se incrementa al 37.08 %.

La recuperación del mineral de cabeza procesado por cianuración alcanzó el 91.07 %, el aporte de la recuperación alcanzada en la lixiviación ácida incrementa la recuperación final del mineral a 94.38 %, esta diferencia de 3.31 % en la recuperación representa US \$/TM 87.20 y

si descontamos el costo de procesamiento de la lixiviación ácida que es US \$ 40.58, la utilidad neta sería US \$ 46.62 por tonelada procesada.

II. MÉTODO

2.1 Caracterización mineralógica

El mineral estudiado procede del Complejo Marañón, en la provincia de Pataz, departamento de La Libertad.

El mineral en cuestión es un relave producto de la cianuración directa, que como mineral de mina tiene una ley de 1.57 Oz/TC y recuperación de oro de 91.07 %, sin embargo, el relave de esta cianuración aún tiene valores importantes, tiene ley de 0.14 Oz/TC valorizado a diciembre de 2022 en US \$ 283/TM.

Debido a la importante ley del relave es que se plantea el estudio de una alternativa de procesamiento que permita recuperar el oro no lixiviado en el anterior proceso de cianuración directa. Bazán V., Lara R., Brandalez. (2018) alude a la caracterización mineralógica como una herramienta fundamental para determinar la razón de retención del oro en el mineral; para tal efecto previamente se realiza una caracterización mineralógica, pruebas metalúrgicas, malla valorada, molienda fina, que permita la toma de decisiones en el proyecto.

La caracterización mineralógica comprende análisis mineralógico de grado de liberación, difracción de rayos X para arcillas con tratamiento etilenglicol (ADRX) y por microscopía electrónica, así como análisis por Espectrómetro de Plasma Inducido (ICP), las especies encontradas son:

La pirita está presente en un 36.65% en peso total de la muestra, donde el 35.71% corresponde a granos libres y el restante 1.06%, como partículas mixtas.

La arsenopirita se muestra en un 9.65% en peso de la muestra total, donde el 9.62% corresponde a partículas libres, y el restante 0.03% corresponde a partículas mixtas.

La galena se muestra en un 7.23% en peso de la muestra total, donde el 6.59% corresponde a partículas libres y el restante 0.64 % corresponde a partículas mixtas.

La calcopirita se muestra en un 1.55% en peso de la muestra total, donde el 1.37% corresponde a partículas libres, y el restante 0.18% corresponde a partículas mixtas.

La esfalerita se muestra en un 7.35% en peso de la muestra total, donde el 5.77% corresponde a partículas libres, y el restante 1.58% corresponde a partículas mixtas.

La goethita se muestra en un 0.82% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es de 100%.

La hematita se muestra en un 0.27% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es de 100%.

El rutilo se muestra en un 0.27% en peso de la muestra total, donde en su totalidad se encuentran como partículas libres. Su grado de liberación es del 100%.

El oro en la muestra estudiada de acuerdo a la caracterización mineralógica se encuentra incluidas en las piritas y arsenopiritas en tamaños menores a 5 micras.

En la Figura 1 se muestra el porcentaje en peso de las distintas especies minerales presentes en la muestra analizada por caracterización mineralógica.

En la Figura 2, se observa la partícula de electrum (oro-plata) incluido en la pirita en tamaños menores a 5 micras.

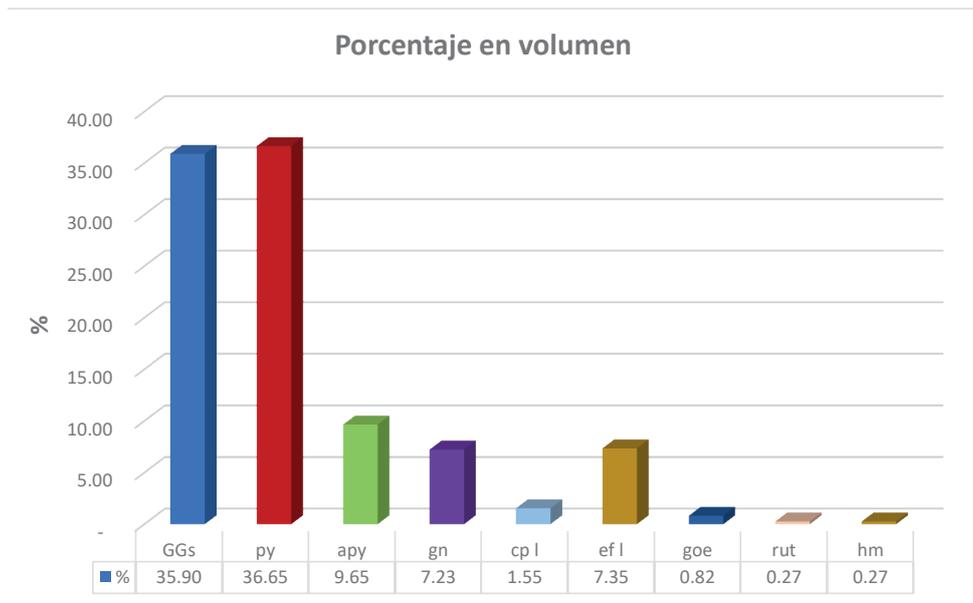


Figura 1: Porcentajes en peso de los minerales presentes
Fuente: Caracterización mineralógica (Aplicados & Ambiente, 2021)

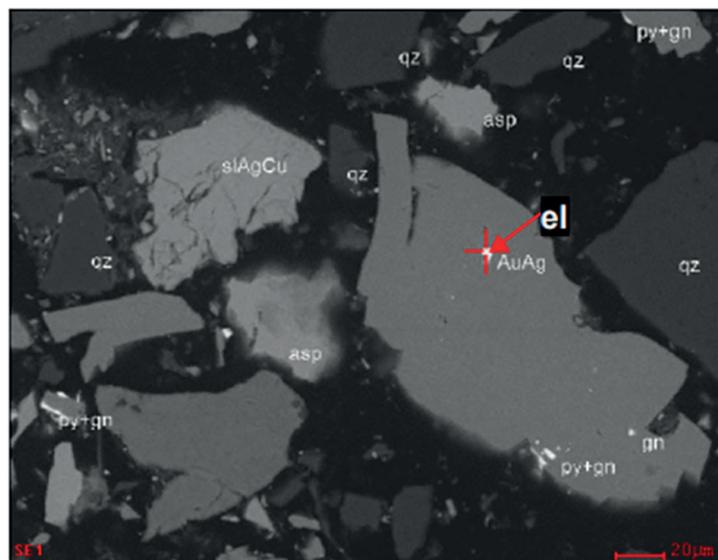


Figura 2: Partícula de Electrum, incluido en pirita
Fuente: Caracterización mineralógica (Aplicados & Ambiente, 2021)

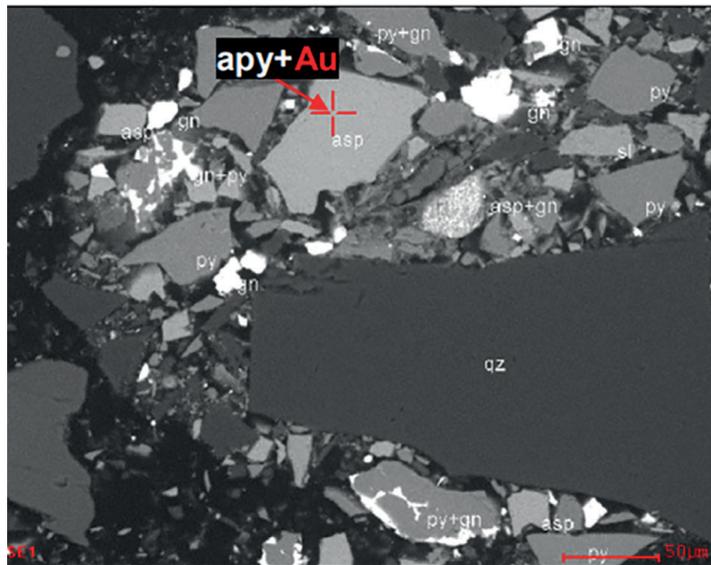


Figura 3. Partícula de arsenopirita (apy) con trazas de oro (Au)
Fuente: Caracterización mineralógica (Aplicados & Ambiente, 2021)

Tabla 1. Composición química de las especies minerales

Minerales	Composición química (%)											Total
	S	Fe	Cu	Au	Ag	Zn	Pb	As	Ca	C	O	
Esfalerita + Ag	37.69	6.40			0.52	55.38						100
Arsenopirita	26.71	33.36						39.93				100
Galena	22.71						77.29					100
Pirita en arsenopirita	51.82	39.41						8.77				100
Galena en pirita	24.12	3.33			0.42		72.09					100
Calcita									33.76	25.93	40.32	100
Esfalerita + Ag + Cu	39.69	7.05	0.17		0.97	52.11						100
Arsenopirita + Au	27.18	33.57		0.77				38.47				100
Galena en pirita	38.03	21.25					40.72					100
Esfalerita con galena + Ag + Cu	28.63	3.68	0.12		0.59	20.63	46.34					100
Electrum en pirita				55.02	44.98							100
Pirita	49.67	35.82	4.46			2.00	8.04					100

Fuente: Caracterización mineralógica (Aplicados & Ambiente, 2021)

En la Figura 3, se observa trazas de oro incluidas en la partícula de arsenopirita.

La Tabla 1, muestra la composición química del mineral estudiado.

2.2 Lixiviación ácida

Para realizar la lixiviación ácida se utilizó una solución lixivante conformado por el ácido sulfúrico a una concentración 0.1 Molar, nitrato de potasio a 0.4 Molar y cloruro de sodio a 0.6 Molar.

Para las pruebas metalúrgicas se pesó 1 kg de mineral previamente molido a malla al 90 % -200, que se colocó en el tanque de agitación, mezclando con agua a una relación de 2:1, dos de agua por uno de mineral, se agitó durante 5 minutos, enseguida se adicionó el ácido sulfúrico junto con el nitrato de potasio, la reacción química de ambos reactivos forma el ácido nítrico, se agitó durante 30 minutos al cabo de este tiempo se adicionó el cloruro de sodio para que reaccione con el ácido nítrico, formando posteriormente el cloruro de nitrosilo (componente del agua regia), un poderoso lixivante del oro; cabe mencionar que después

de los primeros 35 minutos de agitación se adicionó el oxígeno enriquecido a un flujo de 5 litros por minuto, hasta las 60 horas que culminó la prueba metalúrgica.

III. RESULTADOS

La ley de cabeza del mineral que se procesa en la planta de beneficio por el método de lixiviación por cianuración directa es 1.57 Oz/TC, una recuperación del 91.07 % y el relave de esta lixiviación tiene una ley de 0.14 Oz/TC, lo que equivale a 4.8 gramos por tonelada, este relave en adelante será el mineral en estudio.

La ley del relave, por tener un valor importante, se ha tomado la decisión de procesarlo por el método de lixiviación ácida.

El relave en cancha tiene una granulometría del 90 % malla -200, para obtener un punto de partida se ha sometido a este mineral a varias pruebas metalúrgicas por cianuración directa, variando el tiempo de agitación, la fuerza de cianuro, y la granulometría; al finalizar las pruebas metalúrgicas el máximo de recuperación que se ha alcanzado por este método ha sido 0.37 %, ninguna de las variables modificadas ha contribuido a mejorar la recuperación del oro.

De las diversas pruebas metalúrgicas por lixiviación directa, el máximo de recuperación ha sido de 0.37 %, los parámetros vinculados a este resultado son: tiempo de agitación, 60 horas; concentración de cianuro de sodio 0.60 %; Granulometría, 90 % malla -200.

La Figura 4, muestra los resultados de la lixiviación directa por cianuración realizada al mineral investigado.

Las recuperaciones obtenidas en las pruebas de lixiviación directa son escasas, por esta razón se decide realizar una caracterización mineralógica al mineral en cuestión, este análisis muestra que el oro no lixiviado por el cianuro se encuentra asociada a la pirita y arsenopirita en tamaños de 5 micras.

El oro al estar asociado a la matriz de pirita y arsenopirita no puede ser lixiviado por la solución de cianuro, para ello se planteó modificar la matriz del sulfuro con una oxidación con la ayuda de un agente oxidante, en este caso es el nitrato de potasio, seguido de una lixiviación con el cloruro de nitrosilo formado durante las reacciones químicas, este es un componente del agua regia conocido por su gran poder oxidante. (Palacios, 2012).

En la Tabla 2 se muestra las leyes de cabeza del mineral sometido a las pruebas de lixiviación ácida.

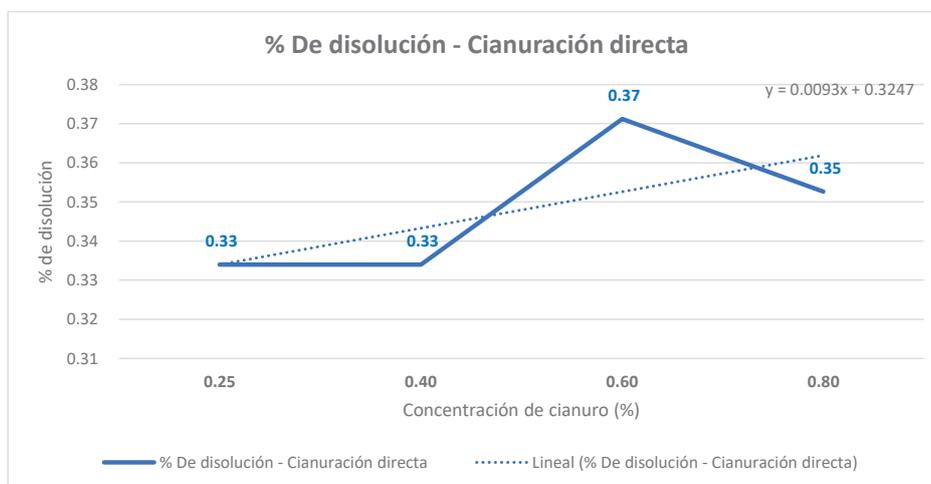


Figura 4. Lixiviación directa a diferentes concentraciones de cianuro de sodio

Tabla 2. Leyes de cabeza del mineral investigado

Ley de cabeza relave CIL						
Au Oz/TC	Ag Oz/TC	Cu %	Fe %	Pb %	Zn %	As %
0.140	2.362	0.060	8.700	1.425	2.250	1.050

La Figura 5, muestra las recuperaciones alcanzadas en las pruebas metalúrgicas realizadas con y sin la adición de oxígeno enriquecido, la adición de este último ha incrementado la recuperación de 28.74 % a 37.08 %.

La adición del oxígeno enriquecido se ve reflejado en el incremento de la recuperación del oro de 28.74 % a 37.08 %, para conocer el flujo adecuado se han realizado pruebas metalúrgicas a distintos flujos, el que mejor resultado mostró es on la adición de 5 litros por minuto.

La Tabla 3, muestra el efecto del oxígeno en la recuperación del oro, a mayor alfa mayor incidencia.

La Figura 6, muestra la disolución del oro con respecto al flujo del oxígeno enriquecido adicionado, el tiempo de lixiviación de las pruebas es 60 horas, sin embargo, se observa que a las 48 horas alcanza su máxima disolución del 37.08 %, pasado este tiempo se nota que la curva ya no es ascendente.

En la Tabla 4, se observa la implicancia del flujo del oxígeno que interviene en la recuperación de oro.

La Tabla 5, muestra la incidencia del flujo del oxígeno en relación a la cinética de la lixiviación ácida.

IV. DISCUSIÓN

Las pruebas iniciales que se realizaron para tener un punto de partida, las que se sometieron a la lixiviación por cianuración directa sólo alcanzó una recuperación de 0.37 %.

La baja recuperación es la problemática principal, de ahí nace la formulación de las posibles soluciones para mejorar la recuperación del oro, en este tramo de la investigación la caracterización mineralógica toma relevancia porque nos ayudará a determinar el tipo y características del mineral a tratar.

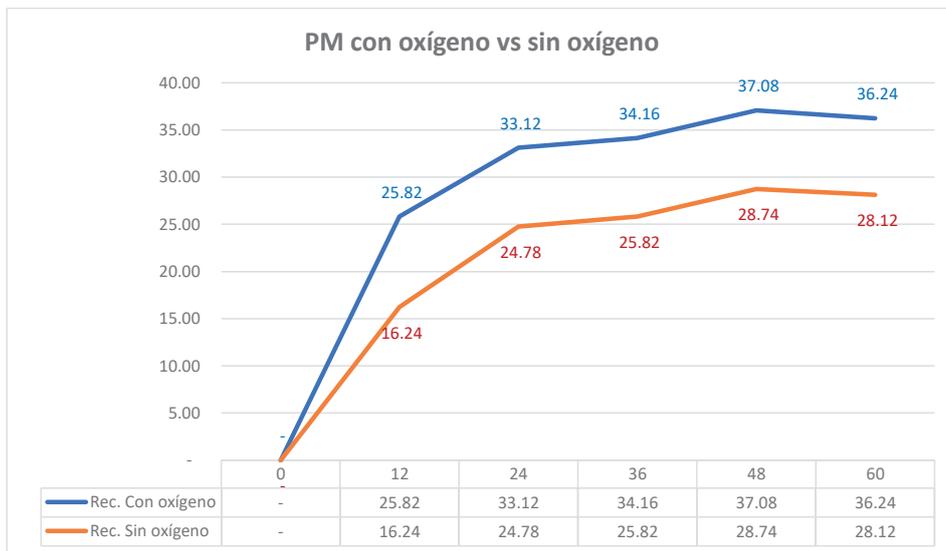


Figura 5. Recuperación de oro adicionando oxígeno enriquecido

Tabla 3. Comparativo estadístico, pruebas con y sin adición de oxígeno enriquecido

Tiempo (Horas)	alfa sin oxígeno (O ₂)	f(alfa)	alfa con oxígeno (O ₂)	f(alfa)
0	-	-	-	-
12	0.162	0.003	0.258	0.008
24	0.248	0.008	0.331	0.014
36	0.258	0.008	0.342	0.015
48	0.287	0.011	0.371	0.019
60	0.281	0.010	0.362	0.018
	K	0.0002 h ⁻¹	K	0.0004 h ⁻¹

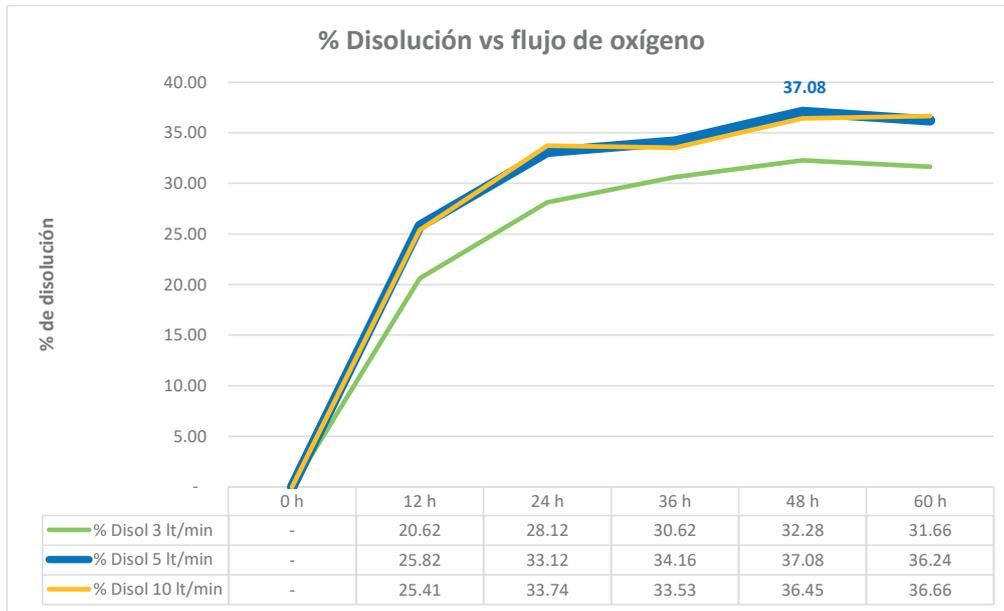


Figura 6. Disolución de oro en relación al flujo de oxígeno adicionado

Tabla 4. Comparativo de flujos de oxígeno con respecto a la recuperación de oro

Tiempo (Horas)	Flujo de oxígeno		Flujo de oxígeno		Flujo de oxígeno	
	alfa (3 l/min)	f(alfa)	alfa (3 l/min)	f(alfa)	alfa (3 l/min)	f(alfa)
0	-	-	-	-	-	-
12	0.2062	0.005218	0.2582	0.008413	0.2541	0.008129
24	0.2812	0.010107	0.3312	0.014430	0.3374	0.015030
36	0.3062	0.012155	0.3416	0.015446	0.3353	0.014825
48	0.3228	0.013640	0.3708	0.018524	0.3645	0.017831
60	0.3166	0.013073	0.3624	0.017604	0.3606	0.017410
	K (h-1)	0.000221	K (h-1)	0.000284	K (h-1)	0.000276

Tabla 5. Flujo de oxígeno en relación a la cinética de lixiviación

Flujo de oxígeno	Constante cinética de lixiviación
l/min	K (h ⁻¹)
0	0.000200000
3	0.000220671
5	0.000284210
10	0.000276072

Los resultados de la caracterización mineralógica muestran que las partículas de oro son de tamaño inferior a 5 micras y que están asociadas a una matriz sulfurada como son la pirita y arsenopirita, esto convierte al material estudiado en un mineral refractario cuya característica principal es la escasa recuperación de oro.

Yen et al. (1990) menciona que a principios de los años 1900 la principal técnica para extraer oro de sus menas era la tostación, éste método es eficiente con respecto a la extracción de oro, sin embargo, no es una buena práctica en términos relacionados al medio ambiente, por ello la presente investigación se centra en un método alternativo, modificar la matriz sulfurada en un medio acuoso y a la vez lograr una eficiente disolución del oro con una lixiviación ácida.

Los resultados de la lixiviación ácida para la recuperación de oro son superiores, de los escasos 0.37 % llegó a 28.74 %, sin adicionar oxígeno enriquecido, y con la adición de éste último llega al 37.08 %. En la lixiviación ácida el nitrato de potasio es un agente oxidante; sólo este reactivo no es suficiente para modificar la matriz sulfurada, al ser abundante en el mineral la pirita y arsenopirita, ambos suman 46.30 % del volumen total del mineral, es necesario reforzar el poder oxidante, para ello la adición de oxígeno enriquecido ha sido importante, logrando en términos de recuperación 8.33 puntos porcentuales más de lo alcanzado sin la adición de oxígeno.

Palacios. (2012) utilizando la lixiviación ácida al que denomina proceso severo logra recuperar 98 % de oro, en la presente investigación se logra recuperar 37.08 %, esta diferencia de resultados obedece a la naturaleza del mineral, Palacios no menciona el tipo de mineral que utiliza para su investigación, no muestra la caracterización mineralógica que hubiese servido para comparar resultados.

Palacios. (2012) en el proceso severo no utiliza el oxígeno enriquecido, en la presente tesis el aporte de este agente oxidante es de 8.33 % en la recuperación de oro. La constante cinética de la lixiviación aumenta con el flujo de oxígeno, siguiendo la siguiente expresión matemática:

$$k = -1 \times 10^{-6} * f_{O_2}^2 + 2 \times 10^{-5} * f_{O_2} + 0.0002$$

V. CONCLUSIONES

La lixiviación ácida tiene un aporte importante en la recuperación de oro, su eficiencia depende del tipo de mineral que se va a procesar, de acuerdo a la caracterización mineralógica del mineral estudiado, la matriz de sulfuro es el que mayor volumen tiene, por ello la acción del nitrato de potasio utilizado como agente oxidante no tiene el suficiente poder para modificar la matriz del mineral.

La adición de oxígeno enriquecido tiene un aporte importante para la modificación de la matriz sulfurada, el cloruro de nitrosilo ha sido más eficiente para lixiviar el oro en las pruebas metalúrgicas donde se ha adicionado oxígeno enriquecido al 90 % de pureza.

La recuperación alcanzada con la lixiviación ácida es 28.74 %, al adicionar oxígeno enriquecido con 90 % de pureza, la recuperación de oro se eleva a 37.08 %, el aporte del oxígeno enriquecido para mejorar esta recuperación es muy valioso, son 8.33 puntos porcentuales que van a generar una utilidad neta de US \$ 46.62 por tonelada procesada.

VI. AGRADECIMIENTOS

En primer lugar mi más sincero agradecimiento a la unidad de posgrado de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica (FIGMMG) de la Decana de América: Universidad Nacional Mayor de San Marcos, por contribuir con el desarrollo académico personal y de la sociedad en su conjunto: Del mismo modo agradezco a todos los docentes de la Maestría en Geometalurgia por sus valiosas enseñanzas, por compartir sus sapiencias, en especial darle las gracias a mi asesor el Dr. Daniel Lovera Dávila, por sus conocimientos brindados, por su tiempo, dedicación y paciencia para alcanzar el objetivo deseado.

VII. REFERENCIAS

- Aplicados, P., & Ambiente, M. (2021). *Consultoría, Capacitación, Investigación, Laboratorio y Proyectos Aplicados a la Geología, Geometalurgia, Geotecnia y Medio Ambiente*. 511. <https://www.minemetallurgy.com/>
- Arias, V. A., Falcón, R. C., Santibañez, L. P., & Dávila, D. L. (2005). *Refractariedad de concentrados auríferos*. Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 8 (16), 5–14. <https://doi.org/10.15381/iigeo.v8i16.493>
- Bazán V., Lara R., Brandalez, E. (2018). *Caracterización de minerales refractarios de oro Characterization of refractory minerals gold. XIV Jornadas Argentinas de Tratamiento de Minerales*. Conferencia de la Facultad de Tecnología y Ciencias Aplicadas.
- Celep, O., Devec, H., & Vicil, M. (2008). *Characterization of refractory behaviour of complex gold / silver ore by diagnostic leaching*. 6326(08). [https://doi.org/10.1016/S1003-6326\(08\)60337-4](https://doi.org/10.1016/S1003-6326(08)60337-4)
- Palacios, S. (2012). *Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante el proceso severo*. Revista del Instituto de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 5(9), 22–31. <https://doi.org/https://doi.org/10.15381/iigeo.v5i9.661>
- Sanchez, M. S., Delgado, E. A., & Zambrano, A. P. (2017). *Utilización del carburo de calcio para la recuperación de oro a partir de minerales refractario arsenicales. Use of Calcium Carbide for Gold Recovery from Arsenic Refractory*. 20, 57–63. <https://doi.org/10.15381/iigeo.v20i39.14166>
- Yen, W. T., Pindred, R. A., & Lam, M. P. (1990). *Hypochlorite leaching of gold ore. Advances in Gold and Silver Processing*. 6, 67–74. <https://www.911metallurgist.com/blog/wp-content/uploads/2016/06/HYPOCHLORITE-LEACHING-OF-GOLD-ORE.pdf>

Contribución de autoría

Conceptualización: A.R.G.B, Curación de datos: A.R.G.B; Análisis formal: A.R.G.B; Adquisición de fondos: A.R.G.B; Investigación: A.R.G.B y D.F.L.D; Metodología A.R.G.B y D.F.L.D; Administración del Proyecto: A.R.G.B; Recursos: A.R.G.B; Software: A.R.G.B; Supervisión: A.R.G.B y D.F.L.D; Validación: A.R.G.B y D.F.L.D; Visualización A.R.G.B; Redacción - borrador original : A.R.G.B y D.F.L.D; Redacción - Revisión y edición: A.R.G.B y D.F.L.D.

Conflicto de intereses

Los autores declaran no tener conflictos de intereses.