

REVISTA O UNIVERSO OBSERVÁVEL

**RECUPERACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS DE
FLOTACIÓN DE RELAVE DE MESA GRAVIMÉTRICA EN MADRE DE DIOS**

**GOLD RECOVERY BY CYANIDATION OF FLOTATION CONCENTRATES FROM
GRAVIMETRIC TABLE TAILINGS IN MADRE DE DIOS**

Marcelino Vargas Quea¹

Gloria Silva Laura²

Yana Gerutza Silva³

Jorge Luís Zea Barrios⁴

Revista O Universo Observável

DOI: 10.69720/29660599.2025.000152

ISSN: 2966-0599

¹Ingeniero Metalurgista, Magister Scientiae en Tecnologías de Protección Ambiental, Doctor en Ciencia, Tecnología y Medio Ambiente, Universidad Nacional del Altiplano, Puno, Perú.

E-mail: mvargas@epg.unap.edu.pe

ORCID: <https://orcid.org/0000-0002-2670-495X>

²Licenciada en Topografía y Geodesia, Universidad Mayor de San Andrés Bolivia, Master en Tecnologías de la información Geográfica para ordenación del Territorio, Universidad de Zaragoza, España.

E-mail: g2129laura@gmail.com

ORCID: <https://orcid.org/0009-0005-6295-2300>

³Ingeniero Ambiental de Universidad Amazónica de Pando, Bolivia

E-mail: benjhoss1907902016@gmail.com

ORCID: <https://orcid.org/0009-0008-3953-3230>

⁴Ingeniero Metalúrgico de Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco, Perú.

E-mail: jzeab@hotmail.com

ORCID: <https://orcid.org/0009-0008-7998-9208>



**RECUPERACIÓN DE ORO POR CIANURACIÓN DE CONCENTRADOS DE FLOTACIÓN
DE RELAVE DE MESA GRAVIMÉTRICA EN MADRE DE DIOS**

**GOLD RECOVERY BY CYANIDATION OF FLOTATION CONCENTRATES FROM
GRAVIMETRIC TABLE TAILINGS IN MADRE DE DIOS**

Marcelino Vargas Quea, Gloria Silva Laura, Yana Gerutza Silva e
Jorge Luís Zea Barrios



Fuente: Marcelino Vargas Quea

PERIÓDICO CIENTÍFICO INDEXADO INTERNACIONALMENTE

ISSN
International Standard Serial Number
2966-0599

www.ouniversoobservavel.com.br

Editora e Revista
O Universo Observável
CNPJ: 57.199.688/0001-06
Naviraí – Mato Grosso do Sul
Rua: Botocudos, 365 – Centro
CEP: 79950-000

RESUMEN

La minería artesanal y de pequeña escala en Madre de Dios, Perú, representa una actividad económica clave, pero enfrenta limitaciones técnicas y altos impactos ambientales. Métodos tradicionales como la amalgamación con mercurio y el uso de mesas gravimétricas presentan baja eficiencia (50–60 % y <80 %, respectivamente), especialmente frente a partículas finas de oro. Ante ello, resulta necesaria la optimización de procesos alternativos como la cianuración, aunque existe escasa información técnica adaptada a la mineralogía amazónica. Esta investigación tuvo como objetivo evaluar el efecto del tiempo de cianuración, la concentración de cianuro de sodio y de hidróxido de sodio sobre la recuperación de oro a partir de concentrados obtenidos por flotación de relaves de mesa gravimétrica. El estudio se desarrolló en la Unidad Minera Paolita II, utilizando 11 kg de “arenilla negra”. Se realizaron pruebas de lixiviación por agitación, variando el tiempo (24–72 h), NaCN (500–1000 ppm) y NaOH (1–5 g/L), controlando el pH entre 10.5 y 11.5. El análisis de varianza mostró que las tres variables influyen significativamente en la recuperación de oro ($p < 0.01$), siendo NaCN el factor más determinante. Se identificaron condiciones óptimas (850 mg/L de NaCN, 48 h), consumo de NaOH 1.48 kg/ton y cianuro de sodio de 3.15 kg/ton logrando recuperaciones >94 %. Asimismo, se evidenció que partículas <75 μm alcanzan 95 % de disolución en menos de 20 h. La cinética de disolución siguió un modelo de reacción superficial y el consumo de cianuro se ajustó a una cinética de primer orden. Estos hallazgos permiten optimizar técnicamente la cianuración en contextos amazónicos.

Palabras clave: Cianuración, flotación, mesa gravimétrica, recuperación de oro, relaves.

ABSTRACT

Artisanal and small-scale mining in Madre de Dios, Peru, represents a key economic activity, but it faces technical limitations and high environmental impacts. Traditional methods such as mercury amalgamation and the use of gravimetric tables have low efficiency (50–60% and <80%, respectively), especially against fine gold particles. In view of this, it is necessary to optimize alternative processes such as cyanidation, although there is little technical information adapted to Amazonian mineralogy. This research aimed to evaluate the effect of cyanidation time, sodium cyanide and sodium hydroxide concentration on gold recovery from concentrates obtained by flotation of gravimetric table tailings. The study was carried out at the Paolita II Mining Unit, using 11 kg of “black sand”. Stirring leaching tests were performed, varying time (24–72 h), NaCN (500–1000 ppm), and NaOH (1–5 g/L), controlling pH between 10.5 and 11.5. The analysis of variance (ANOVA) showed that the three variables significantly influence gold recovery ($p < 0.01$), with NaCN being the most determining factor. Optimal conditions were identified (850 mg/L NaCN, 48 h), consumption of NaOH 1.48 kg/ton and sodium cyanide of 3.15 kg/ton, achieving recoveries >94 %. Likewise, it was evidenced that particles <75 μm reach 95% dissolution in less than 20 h. The dissolution kinetics followed a surface reaction model and the cyanide consumption was adjusted to a first-order kinetics. These findings allow for technical and environmental optimization of cyanidation in Amazonian contexts.

Keywords: Cyanidation, flotation, gold recovery, gravimetric table, tailings.

INTRODUCCIÓN

La minería aurífera artesanal y de pequeña escala en Madre de Dios, Perú, representa una fuente económica vital, pero enfrenta serias limitaciones técnicas y ambientales. El método tradicional de amalgamación con mercurio, aún usado en algunos sectores, tiene baja eficiencia (50–60 %) y genera pérdidas metálicas (5–7 g Au/t relave), además de impactos tóxicos sobre la salud humana y los ecosistemas.

Aunque la mesa gravimétrica se emplea como alternativa menos contaminante, su eficiencia disminuye considerablemente para partículas finas (<75 μm), generando relaves con contenido aurífero residual (Nicol et al., 2025). Las recuperaciones globales suelen ser inferiores al 80 %, debido a la falta de optimización técnica, a la granulometría fina de los relaves y a la ausencia de estudios mineralógicos aplicados (Navas Jaramillo & Gonzalez Zuñiga, 2025).

Frente a ello, la aplicación secuencial de flotación y cianuración surge como una opción

viable para mejorar la recuperación de oro fino y reducir pasivos ambientales. Sin embargo, existe escasa información técnica sobre las condiciones óptimas de cianuración para concentrados derivados de relaves gravimétricos en la Amazonía peruana, cuya mineralogía es particular (Wang & Eric Forssberg, 1990).

La flotación es una técnica de concentración mineral aplicada de manera complementaria para el tratamiento de relaves provenientes de mesa gravimétrica, que estos contienen oro fino, ganga portadora de oro que no fue recuperado en la etapa gravimétrica. Este método resulta eficaz para captar partículas de menor tamaño cuya separación gravitacional resulta limitada (Kazemi et al., 2023).

La cianuración aplicada a concentrados de flotación constituye una estrategia eficaz para recuperar el oro fino que no pudo ser captado mediante métodos gravimétricos, ya sea por su tamaño inferior a 75 μm o por encontrarse asociado a minerales oxidados como magnetita, hematita o

wüstita. Este enfoque permite incrementar la recuperación global de oro, al tratar únicamente una fracción concentrada del material y reducir tanto la masa total a procesar como los impactos ambientales asociados al almacenamiento de relaves de amalgamación con contenido metálico residual (Toktar et al., 2023).

El tiempo de cianuración es una variable operativa crítica que determina la cinética de disolución del oro durante el proceso de lixiviación. Esta variable regula la velocidad y el grado de avance de la reacción entre el oro metálico, el cianuro de sodio (NaCN) y el oxígeno disuelto, influyendo directamente en la eficiencia de extracción del metal precioso (Adams, 2005; Marsden & House, 2006).

Tiempos insuficientes resulta en una lixiviación incompleta, especialmente en minerales de baja reactividad (Kirk, 1980). Por otro lado, extender el tiempo de lixiviación no garantiza un incremento proporcional en la recuperación, pero sí incrementa el consumo de reactivos (NaCN y NaOH), el uso de agua, y los costos energéticos, afectando la sostenibilidad del proceso (Deschênes et al. 2003).

Estudios como los de Longley et al. (2003) y Surimbayev et al. (2024) reportaron recuperaciones superiores al 90 % en solo 24 horas, bajo condiciones optimizadas de granulometría y concentración de cianuro. En contraste, investigaciones como las de Mitsu Kameda (1948) y Ling et al. (2013) requirieron hasta 48 horas para alcanzar eficiencias similares, destacando la importancia de controlar parámetros como pH, tamaño de partícula y concentración de cianuro.

Ghobadi et al. (2014) y Rahim Esmkhani, (2013) concluyeron que un tiempo de lixiviación de 25–28 horas es suficiente para lograr hasta un 90 % de recuperación de oro, siempre que el mineral esté adecuadamente molido ($80 \% < 74 \mu\text{m}$) y libre de contaminantes. Más aún, Surimbayev et al. (2024) reportaron una recuperación del 98 % en apenas 2 horas, empleando condiciones rigurosamente optimizadas: 0.5 % NaCN, pH 10.3, y una granulometría fina ($< 74 \mu\text{m}$), lo que evidencia el potencial de procesos ultrarrápidos y eficientes cuando los parámetros críticos son estrictamente controlados.

La concentración de cianuro de sodio (NaCN) en la solución lixivante es un parámetro clave que influye directamente en la velocidad de disolución del oro, al afectar tanto la cinética de la reacción como el equilibrio termodinámico del sistema (Zhongsheng & Tianzu, 2022). El ion cianuro (CN^-) es esencial para la formación del complejo soluble $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, responsable de la disolución del oro metálico en medio alcalino (Asamoah et al., 2018).

Concentraciones bajas de NaCN limitan la formación del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$, lo que reduce la velocidad y extensión de la disolución de las partículas de oro. En cambio, concentraciones elevadas no siempre incrementan significativamente la cinética de lixiviación, una vez saturado el sistema, la disolución del oro tiende a estabilizarse (Deschênes et al. 2003).

Surimbayev et al. (2018, 2024) reportaron recuperaciones superiores al 95.5 % en solo 24 horas utilizando concentraciones de NaCN en el rango de 0.1 % a 0.5 %, lo cual evidencia una cinética de disolución favorable bajo condiciones operativas controladas. Asimismo, investigaciones como las de (Zhang et al., 2019) y Deschênes et al. (2003) corroboraron que concentraciones al 0.5 % favorecen la estabilidad del complejo aurocianurado $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ y optimizan el contacto cianuro-oro, incrementando la eficiencia global del proceso. Estos hallazgos sustentan el uso de dosis moderadas de NaCN como estrategia efectiva para maximizar la recuperación aurífera sin incurrir en excesos innecesarios de reactivo. Asimismo, Ling et al. (2013) y (Han et al., 2024) demostraron que una concentración de 0.2 % de NaCN es capaz de lograr recuperaciones entre 87.7 % y 93.2 %, lo que evidencia su eficacia en condiciones de bajo consumo.

El hidróxido de sodio desempeña un papel esencial en el proceso de cianuración, ya que permite mantener el pH de la solución lixivante en condiciones alcalinas, lo cual es indispensable para garantizar la disolución del oro (Ling et al. 2013; Han et al., 2024). En este proceso el pH, debe mantenerse por encima de 10.5 para evitar la formación de ácido cianhídrico, un gas extremadamente tóxico y volátil que se genera cuando el pH menor a 10.5, comprometiendo la estabilidad del ion cianuro en solución (Deschênes et al. 2003).

No existen estudios experimentales que optimicen la cianuración de concentrados obtenidos por flotación de relaves gravimétricos en contextos amazónicos como Madre de Dios, considerando sus condiciones mineralógicas, ambientales y operativas específicas.

El presente estudio tuvo como objetivo determinar el efecto del tiempo de cianuración, la concentración de NaCN y la concentración de NaOH sobre la recuperación de oro a partir de concentrados obtenidos por flotación de relaves de mesa gravimétrica en Madre de Dios. La investigación contribuye a mejorar la recuperación de oro en la minería artesanal de Madre de Dios, optimizando un proceso poco explorado y reduciendo pérdidas económicas y pasivos ambientales.

MÉTODOS

Área de estudio

La investigación se llevó a cabo en la Unidad Minera Paolita II, ubicada en el distrito de Laberinto, provincia de Tambopata, departamento de Madre de Dios (Perú). Geográficamente, el área de muestreo se sitúa entre las coordenadas 12°40'29.39" S de latitud y 69°37'45.12" O de longitud, en una zona representativa de la minería aluvial en Madre de Dios.

El material de estudio es un concentrado de flotación obtenido a partir de relaves de mesa gravimétrica, específicamente al material recolectado de los canalones de concentración gravimétrica, conocido localmente como "arenilla negra".

Este concentrado es generado durante el proceso de beneficio del oro aluvial y se caracteriza por su alto contenido de partículas finas de oro y magnetita, hematita, whustita.

Descripción de métodos

a) Métodos de campo

La investigación se llevó a cabo entre noviembre y diciembre de 2024. En este periodo se recolectó una muestra representativa de 11 kg de concentrado obtenido mediante flotación de relaves de mesa gravimétrica, caracterizado por su elevado contenido de partículas finas de oro que no fueron recuperadas durante el proceso gravimétrico.

b) Método de laboratorio

- Preparación de muestras

Las muestras de concentrado de flotación recolectada fueron procesadas en el laboratorio bajo condiciones controladas. Se secó en la estufa a 50 °C, se homogenizó manualmente por manto y se dividió mediante el divisor Jones, 20 submuestras representativas de 0.50 kg cada una.

Del total de submuestras, 19 submuestras se destinaron a prueba de lixiviación por agitación, 0.5 kg para determinar el contenido en muestra de cabeza por ensayos al fuego.

- Prueba de- lixiviación en agitador

Se empleó un agitador magnético modelo MS-H280-PRO (marca DLAB) con un rango de operación de 200 a 1500 rpm, junto con una balanza analítica Mettler Toledo XPR4002S, con capacidad máxima de 4100 g, para la preparación de soluciones y control de masa. El tiempo de lixiviación fue monitoreado mediante un cronómetro, y el pH de la

pulpa se controló con un pH-metro 330i. Los materiales de vidrio utilizados incluyeron vasos de precipitado de 100 mL y 1000 mL, probetas de 25 mL, buretas de 50 mL, pipetas de 10 mL, picetas, y bandejas plásticas para la manipulación de muestras. En cuanto a los reactivos, se utilizó cianuro de sodio (NaCN) con 98 % de pureza (Taekwang, Corea), hidróxido de sodio con 80 % de pureza (Tianjin Dingxin Chemical Co., Ltd) para el ajuste del pH, y acetato de sodio como agente estabilizante para minimizar reacciones secundarias.

El mineral utilizado presentaba un tamaño de partícula con 85–90 % pasante malla 200, y la densidad de pulpa se ajustó a 1330 g/L. Posteriormente, se pesó el vaso con 2 L de pulpa cianurada para determinar su masa total.

El proceso de cianuración consistió en preparar la pulpa en una relación sólido/líquido de 1:2, transferirla a un tanque de cianuración, y agitarla a una velocidad de entre 150 y 300 rpm en función de la densidad de la mezcla. El pH se mantuvo entre 10.5 y 11.5, regulado mediante la adición de una solución de hidróxido de sodio a 0.4 %, mientras se corregía la concentración de NaCN hasta alcanzar el valor deseado. Finalizado el tiempo de cianuración, la pulpa se dejó en reposo durante 5 a 15 minutos con el fin de favorecer la decantación.

Posteriormente, se extrajeron 20 ml de la solución cianurada, la cual fue filtrada y dividida en dos fracciones: una se destinó al análisis químico mediante espectroscopía de absorción atómica (AAS), y la otra se empleó para la determinación de cianuro libre.

c) Método estadístico

En tabla 1 se presenta las variables consideradas que estuvieron directamente relacionadas con el objetivo de determinar el efecto del tiempo de cianuración, la concentración de NaCN y la concentración de NaOH sobre la recuperación de oro a partir de concentrados obtenidos por flotación de relaves de mesa gravimétrica. Las variables independientes son el tiempo de lixiviación (24 a 72 horas), concentración de cianuro de sodio (NaCN) (500 a 1000 ppm) y concentración de hidróxido de sodio (NaOH) (1 a 5 ppm). medido bajo diferentes combinaciones de las condiciones experimentales. La variable dependiente fue la recuperación de oro, expresada en porcentaje (%) medido bajo diferentes combinaciones de las condiciones experimentales.

Tabla 1 Parámetros y niveles relevantes

Nombre de factores	Mínimo	Codificado bajo	Medio	Codificado alto	Alto
Tiempo (h)	24	36	48	60	72
Cianuro de sodio CN(ppm)	500	625	750	875	1000
Hidróxido de sodio - NaOH (ppm)	1	2	3	4	5

Para determinar el efecto del tiempo de cianuración, la concentración de NaCN y la concentración de NaOH sobre la recuperación de oro a partir de concentrados obtenidos por flotación de relaves de mesa gravimétrica, se utilizó un diseño central compuesto de tres factores, con ocho corridas factoriales, seis axiales y cinco puntos centrales, totalizando diecinueve corridas experimentales.

Este esquema permitió ajustar modelos de segundo orden y factores individuales. Se aplicaron técnicas de análisis de varianza (ANOVA), regresión lineal bajo un nivel de significancia estadística de p menor a 0.05. En la investigación se determinó los efectos del tiempo de lixiviación, la concentración de cianuro de sodio y la concentración de hidróxido de sodio, incluyendo interacciones binarias y efectos cuadráticos.

El modelo predictivo se desarrolló con el software R, utilizando metodología de superficie de respuesta (RSM), previó se generó un modelo matemático que predice la recuperación de oro bajo condiciones controladas.

Los resultados fueron validados experimentalmente, confirmando la efectividad del modelo para mejorar la extracción de oro de concentrado de flotación de relave de mesa gravimétrica.

La ecuación empleada para la optimización es la siguiente:

RESULTADOS

Análisis de Varianza (ANOVA) del modelo de lixiviación de oro residual

El análisis de varianza (Tabla 2) evidenció que las tres variables independientes evaluadas

tiempo de cianuración, concentración de cianuro de sodio y concentración de hidróxido de sodio tienen un efecto estadísticamente significativo sobre la recuperación de oro ($p < 0.01$).

Entre ellas, la concentración de NaCN presentó el mayor impacto ($F = 77.93$; $p < 0.001$), confirmando su rol fundamental en la formación del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ y en la cinética del proceso. El tiempo de cianuración ($F = 15.78$; $p = 0.0032$) y la concentración de NaOH ($F = 13.35$; $p = 0.0053$) también resultaron significativos, lo que respalda su influencia sobre la eficiencia de disolución del oro y la estabilidad del sistema alcalino, respectivamente. Asimismo, se identificaron efectos cuadráticos significativos para el tiempo ($p = 0.0013$) y para NaOH ($p = 0.0005$), lo cual indica una relación no lineal entre estas variables y la recuperación de oro, típicamente asociada a la presencia de rendimientos decrecientes a niveles elevados.

En cuanto a las interacciones, se encontró un efecto significativo entre tiempo de cianuración $\times$ concentración de NaCN ($p = 0.0166$), que sugiere que la eficiencia del tiempo de lixiviación depende de la concentración de cianuro.

Las demás interacciones no fueron estadísticamente significativas ($p > 0.05$), aunque la interacción CN $\times$ NaOH se aproxima al umbral de significancia ($p = 0.0638$), lo cual podría considerarse en estudios futuros.

Tabla 2 Análisis de Varianza (ANOVA) del modelo de lixiviación de oro concentrado de flotación

	Df	Sum Sq	Mean Sq	F value	Pr(>F)
Tiempo	1	715.1	715.1	15.7777	0.003244 **
CN	1	3532.2	3532.2	77.9317	9.996e-06 ***
NaOH	1	605.2	605.2	13.3532	0.005283 **
I(Tiempo^2)	1	959.0	959.0	13.3532	0.001291 **
I(CN^2)	1	62.6	62.6	1.3811	0.270065
I(NaOH^2)	1	1244.3	1244.3	27.4539	0.000535 ***
Tiempo:CN	1	390.5	390.5	8.6162	0.016612 *
Tiempo:NaOH	1	41.2	41.2	0.9093	0.365216
CN:NaOH	1	202.3	202.3	4.4644	0.063767
Residuals	9	407.9	45.3		

Signif. codes: 0 '***' 0.001 '**' 0.01 '*' 0.05 '.' 0.1 ' ' 1

Modelo de regresión lineal

En la tabla 3 se presenta el modelo de regresión lineal ajustado presentó un coeficiente de determinación elevado ($R^2 = 0.95$; R^2 ajustado = 0.90), lo que indica que el 95 % de la variabilidad en la recuperación de oro puede explicarse por las variables independientes estudiadas. Además, el modelo fue estadísticamente significativo ($F = 19.01$; $p < 0.001$), validando su capacidad predictiva. En cuanto a los efectos principales, se observó que el tiempo de cianuración ($p < 0.001$), la concentración de NaCN ($p = 0.0015$) y la concentración de NaOH ($p = 0.0037$) influyeron positivamente y de forma significativa sobre la recuperación de oro, lo cual respalda la importancia de estos factores en la optimización del proceso de

lixiviación. Además, la interacción entre tiempo y concentración de NaCN resultó significativa ($p = 0.017$), lo que sugiere un efecto sinérgico entre estas variables que debe considerarse al definir condiciones operativas.

Por otro lado, los términos cuadráticos de tiempo ($p = 0.0005$) y NaOH ($p = 0.0005$) mostraron efectos negativos significativos, evidenciando la existencia de un comportamiento parabólico en la respuesta, es decir, que existe un punto óptimo a partir del cual mayores valores de estas variables no incrementan la recuperación, sino que la reducen. En contraste, el término cuadrático de NaCN no fue significativo ($p = 0.43$), lo cual indica una relación más lineal en el rango evaluado para dicha variable.

Tabla 3 Modelo de regresión lineal

	Estimate	Std. Error	t value	Pr(> t)
Intercepto	88.4238	2.7614	32.021	1.39e-10 ***
Tiempo	7.5675	1.5494	4.884	0.000866 ***
CN	7.1475	1.5833	4.514	0.001458 **
NaOH	6.2826	1.6143	3.892	0.003664 **
Tiempo:CN	2.6644	0.9153	2.911	0.017281 *
Tiempo:NaOH	-1.6348	1.6259	-1.005	0.340925
CN:NaOH	1.9921	0.9428	2.113	0.063767
I(Tiempo^2)	-6.5200	1.2492	-5.220	0.000550 ***
I(CN^2)	-0.6096	0.7331	-0.832	0.427128
I(NaOH^2)	-6.7840	1.2811	-5.296	0.000497 ***

Signif. codes: 0 '***' 0.001 '**' 0.01 '*' 0.05 '.' 0.1 ' ' 1

Residual standard error: 6.732 on 9 degrees of freedom

Multiple R-squared: 0.95, Adjusted R-squared: 0.90

F-statistic: 19.01 on 9 and 9 DF, p-value: 7.989e-05

Modelo de superficie de respuesta (RSM) con términos lineales, interacciones y cuadráticos es la siguiente:

$$\begin{aligned} \text{Recuperación} = & 88.4238 + 7.5675 * \text{Tiempo} + 7.1475 * \text{CN} + 6.2826 * \text{NaOH} + 2.6644 * \text{Tiempo} * \text{CN} \\ & - 1.6348 * \text{Tiempo} * \text{NaOH} + 1.9921 * \text{CN} * \text{NaOH} - 6.5200 * \text{Tiempo}^2 - .06096 * \text{CN}^2 \\ & - 6.7840 * \text{NaOH}^2 \end{aligned}$$

Tiempo de lixiviación

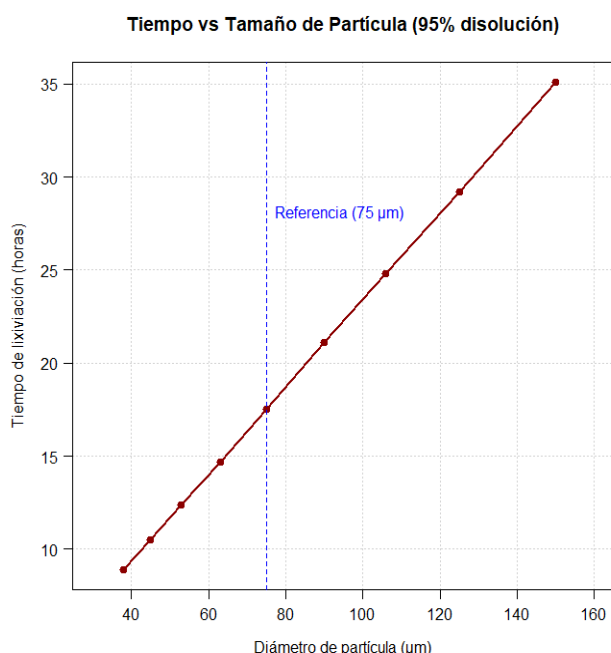
En la figura 1 se presenta la relación entre el tamaño de partícula (d_p) y el tiempo lixiviación para alcanzar un 95% de disolución de oro sigue una tendencia exponencial, descrita por la expresión $t_{95\%} \propto d_p^{1.8}$, con un coeficiente de determinación $R^2 = 0.97$. Este comportamiento evidencia influencia directa del área superficial sobre la cinética del proceso.

Las partículas finas ($<75 \mu\text{m}$) alcanzan disoluciones superiores al 95% en (12–18 h), y de $53 \mu\text{m}$ en 14.20 h, favorecida por su superficie específica ($3.5\text{--}5.2 \text{ m}^2/\text{g}$), que mejoran el contacto con cianuro de sodio. Sin embargo, las fracciones de partículas medias ($75\text{--}150 \mu\text{m}$) requieren tiempos prolongados (24–48 h), las partículas de $106 \mu\text{m}$ ($t_{95\%} = 32.6 \text{ h}$), debido a limitaciones difusionales internas. Finalmente, las partículas mayores a $150 \mu\text{m}$, requirieron más de 72 horas para alcanzar a disolución deseada, las de $212 \mu\text{m}$ demanda 86.4 horas.

Este aumento significativo en el tiempo se debe la formación de capas pasivantes de productos de reacción que reducen la difusividad efectiva a $2.1 \times 10^{-11} \text{ m}^2/\text{s}$, que a su vez genera núcleos inertes donde hasta un 15% del oro queda sin recuperar. Desde el punto de vista operativo, un tamaño próximo a $75 \mu\text{m}$ es óptimo, permitiendo disoluciones del 95 % en 18.5 h, con buen balance entre recuperación y consumo energético. Para partículas $>212 \mu\text{m}$, se recomienda preconcentración, ya que su tratamiento directo afecta la viabilidad económica.

La figura correspondiente muestra cómo el tiempo de lixiviación aumenta con el diámetro, destacando $75 \mu\text{m}$ como referencia crítica.

Figura 1 Tiempo de lixiviación para diferentes tamaños de partículas

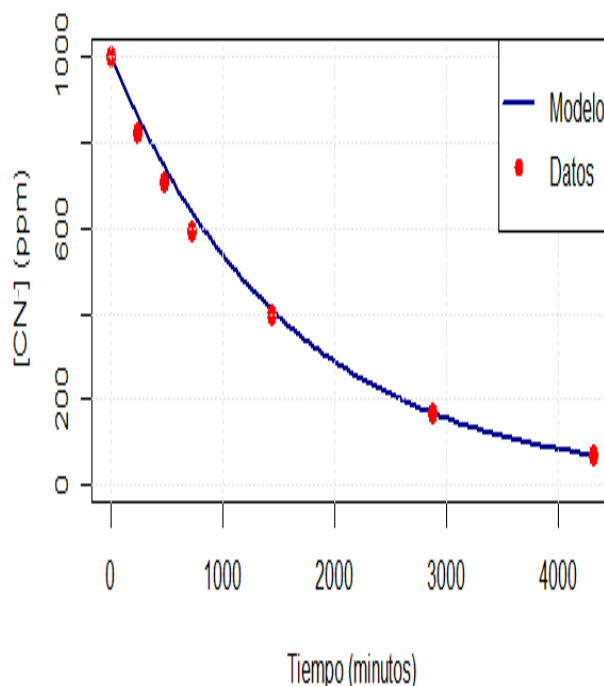


Concentración de cianuro

En la figura 2 se muestra la evolución de la concentración de cianuro (CN^-) durante la lixiviación que revela un patrón de decaimiento conforme a una cinética de primer orden, expresada por la ecuación $[\text{CN}^-]_t = [\text{CN}^-]_0 * e^{-kt}$, donde $k=0.0006102\text{min}^{-1}$ y $R^2=0.998$ que indica un alto grado de ajuste al modelo. La concentración disminuyó de 1000 ppm a 70 ppm en 72 horas, con una vida media de 18.76 horas. El proceso se dividió en tres etapas cinéticas: una fase inicial (0–12 h) con eliminación acelerada del 41 % (590 ppm, velocidad de $-910 \text{ mg/L}\cdot\text{min}$), una fase intermedia (12–48 h) con agotamiento de cianuro de sodio y reducción hasta 170 ppm, y una etapa final (48–72 h) caracterizada por velocidades residuales (hasta $-15.9 \text{ mg/L}\cdot\text{min}$) y eficiencia acumulada del 93 %.

El modelo predijo los datos experimentales con una desviación máxima de $\pm 15 \text{ ppm}$, indicando un mecanismo dependiente de la concentración del reactivo. Operativamente, el umbral crítico ($<100 \text{ ppm}$) se alcanzó a las 54 h, mientras que el punto óptimo se estableció a las 24 h (400 ppm), representando un equilibrio entre rendimiento y costo.

Figura 2 Concentración de cianuro (CN^-) durante el proceso de lixiviación

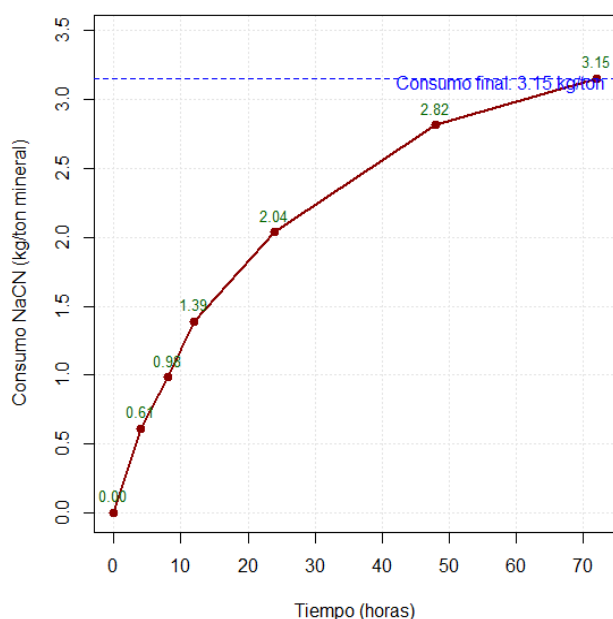


Consumo acumulado de cianuro de sodio (NaCN)

Figura 3 muestra la evolución del consumo acumulado de cianuro de sodio (NaCN) durante el proceso de lixiviación, en la etapa inicial, se registró un consumo de 0.61 kg/ton de mineral, el cual aumentó gradualmente a 0.98 kg/ton tras 10 horas de operación. Este incremento se mantiene de forma sostenida, alcanzando un consumo acumulado de 1.39 kg/ton a las 20 horas y 2.04 kg/ton a las 30 horas, que sugiere una fase activa de reacción con partículas de oro. Entre las 30 y 50 horas, se observa una aceleración en la tasa de consumo, con un aumento desde 2.04 hasta 2.82 kg/ton , que indica una posible transición hacia la disolución de oro contenido en fases menos accesibles. Finalmente, a las 60 horas, el consumo acumulado se estabiliza a 3.15 kg/ton , comportamiento que es consistente con la finalización del ataque químico sobre la fracción aurífera disponible.

El perfil de consumo de NaCN refleja una cinética heterogénea, con una etapa inicial dominada por la disolución rápida del oro, seguida por fases controladas por difusión a través de capas porosas o productos de reacción.

Figura 3 Consumo acumulado de NaCN durante la lixiviación en función del tiempo



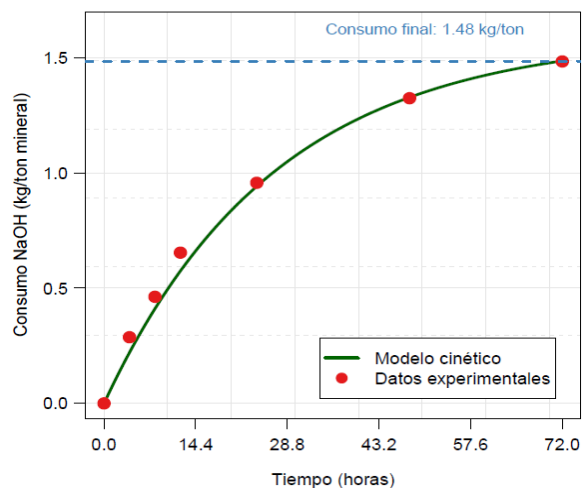
Consumo de hidróxido de sodio (NaOH)

En la figura 4 se muestra el consumo de hidróxido de sodio (NaOH) durante la lixiviación de oro presenta tres fases cinéticas diferenciadas, estrechamente asociadas al comportamiento del cianuro en solución. En la etapa inicial (0–12 h), se registra un consumo acelerado del 65% del total (0.96 kg/ton), con una pendiente promedio de 0.08 kg/ton·h, atribuida a la neutralización de especies ácidas generadas por la degradación inicial del ion cianuro (CN^-). Entre las 12 y 48 horas, se añade un 30% adicional (0.44 kg/ton), con una pendiente reducida de 0.015 kg/ton·h, que indicó una etapa controlada por difusión a través de capas de productos de reacción y una menor demanda de alcalinidad. Finalmente, a partir de las 48 horas, el consumo se estabiliza con un aporte residual del 5% (0.08 kg/ton), asociado al agotamiento del reactivo y la estabilización del sistema.

Los datos experimentales (representados por puntos rojos) muestran una concordancia significativa con el modelo teórico (línea verde), con una desviación máxima del 4.7%, validando la representatividad del ajuste propuesto. El consumo final acumulado de NaOH fue de 1.48 kg/ton, lo cual confirma una relación estequiométrica promedio NaOH/NaCN de 0.7 kg/kg, considerando una densidad de pulpa de 1330 kg/m³ y un contenido de sólidos del 33%. Desde el punto de vista operacional, se recomienda una dosificación intensiva del 50% del NaOH durante las primeras 24 horas, seguida de una adición controlada en régimen de mantenimiento

(0.02 kg/ton·h) para mantener condiciones alcalinas estables.

Figura 4. Consumo de hidróxido de sodio (NaOH)

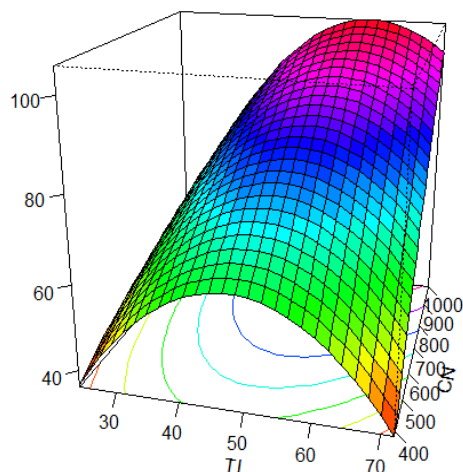


Metodología de superficie de respuesta de lixiviación de oro con cianuro de sodio

La Figura 5 muestra el análisis de superficie de respuesta, que evidencia que la interacción entre la concentración de NaCN (700–850 mg/L) y el tiempo de lixiviación (45–48 h) influye significativamente en la eficiencia del proceso. La zona óptima de recuperación ($\geq 80\%$) se alcanza con concentraciones superiores a 700 mg/L y tiempos mayores a 48 h, registrándose un máximo teórico de 97 % a 850 mg/L.

El análisis estadístico confirmó que el NaCN es el factor dominante, con mejoras superiores al 30 % al superar los 700 mg/L. En cambio, el tiempo de lixiviación tiene un efecto marginal más allá de las 45 h. La sinergia entre ambos factores explica el 85 % de la variabilidad del sistema ($R^2_{aj} = 0.92$), aunque se observaron limitaciones al trabajar con concentraciones menores a 500 mg/L. Las condiciones óptimas validadas (850 $\pm$ 50 mg/L NaCN, 48 h) permitieron aumentar la recuperación en un 32 %, alcanzando 94 $\pm$ 3 %. Este comportamiento se atribuye a la formación del complejo soluble $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ y a la difusión completa en partículas refractarias para tiempos mayores a 45 h. La robustez del modelo se confirmó con indicadores estadísticos ($R^2 = 0.95$; $p < 0.001$) y un bajo error residual ($\pm 2.8\%$), validando su capacidad predictiva.

Figura 5 Superficie de respuesta tridimensional tiempo de lixiviación y concentración de cianuro

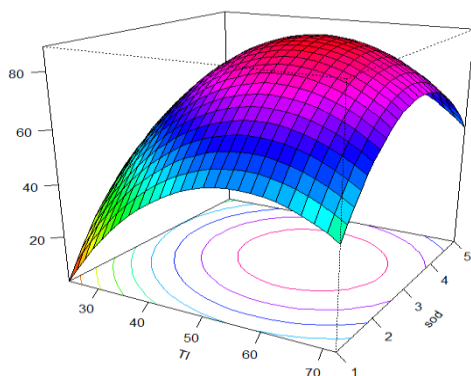


Slice at sod = 3

La Figura 6 muestra el tiempo de lixiviación y la concentración de hidróxido de sodio, evidenciando una relación directa de la recuperación de oro en las etapas del proceso. La curva revela un incremento sostenido desde 20 % a las 30 horas hasta aproximadamente 80 % a las 60 horas, seguido de una meseta con estabilización al 70 % tras las 70 horas. Este comportamiento se atribuye a la interacción entre NaCN y NaOH, que favorece la formación continua del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$.

El mayor incremento en recuperación (40 % a 60 %) ocurre entre 40 y 60 horas, que indica que el sistema alcanza condiciones óptimas a las 60 horas, permitiendo recuperaciones superiores al 80 %. Los resultados confirman que tiempos mayores a 60 horas son necesarios para maximizar la extracción.

Figura 6 Superficie de respuesta tridimensional tiempo de lixiviación y concentración de NaOH



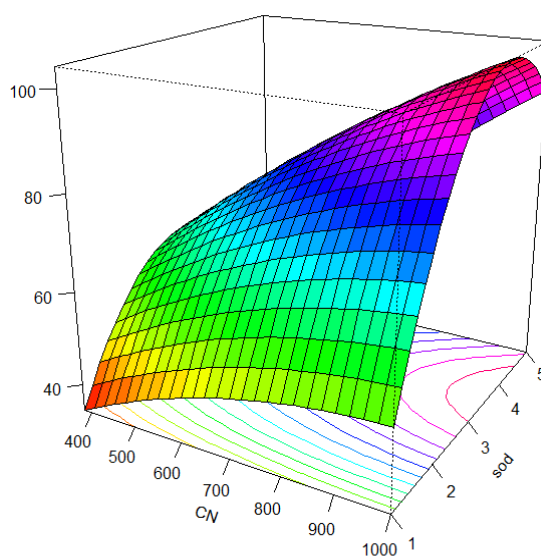
Slice at CN = 700

La Figura 7 muestra la superficie de respuesta para la interacción entre la concentración

de cianuro de sodio (NaCN) y el hidróxido de sodio (NaOH)

sobre la recuperación de oro a partir de concentrado de flotación, evaluada a una concentración de NaOH de 1 a 5 g/L. Los resultados evidencian una alta dependencia de la eficiencia respecto a la concentración de NaCN, con un aumento en la recuperación del 40 % al 71 % al incrementar el NaCN de 400 a 700 mg/L, alcanzando un máximo de 80 % a 900 mg/L. Este comportamiento define un umbral crítico a partir de 600 mg/L para lograr recuperaciones superiores al 60 %. Sin embargo, la eficiencia se ve limitada por la baja concentración de NaOH, ya que incluso en condiciones optimizadas, la recuperación máxima con 1 a 5 g/L fue de 80 %, con una mejora de solo 17 %. Esta restricción se asocia a la inestabilidad del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ en medios con pH inferiores a 10.5 y a la rápida hidrólisis del ion cianuro (CN^-), cuya velocidad de degradación (k) supera los 0.0061 min^{-1} . A 400 mg/L de NaCN y $\text{pH} = 9.8$, la recuperación fue de 40 ± 5 %; a 700 mg/L y $\text{pH} > 10.2$, aumentó a 71 ± 3 %; y a 900 mg/L, con $\text{pH} > 10.5$, se alcanzó 80 ± 2 %, aunque en condiciones aún subóptimas. En conjunto, los resultados indican que una concentración de NaOH de 3 g/L limita la eficiencia del proceso, incluso con altas concentraciones de NaCN. Por tanto, se recomienda operar con $\text{NaOH} \geq 4.0 \text{ g/L}$ para mantener el pH por encima de 10.8, estabilizar el complejo cianurado y maximizar la recuperación de oro

Figura 7 Superficie de respuesta tridimensional concentración de NaCN y concentración de NaOH

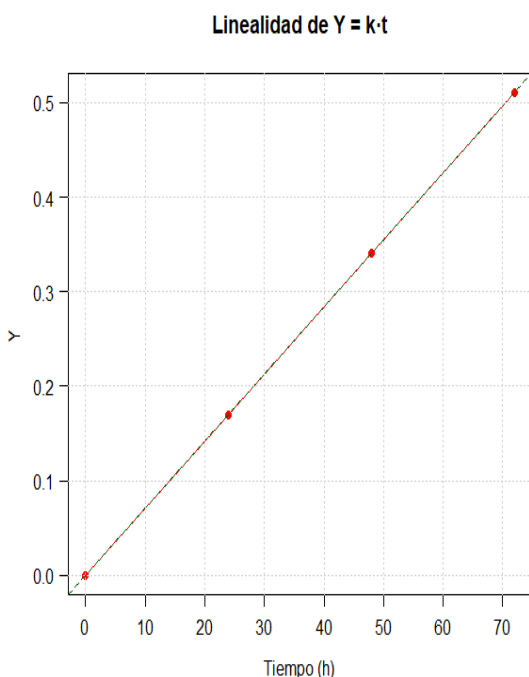


Slice at TI = 48

Modelo de disolución de oro de control por reacción química La figura 8 valida el modelo cinético de disolución de oro controlada por reacción química superficial.

La variable transformada $Y=1-(1-x)^{0.333}$, donde x es la fracción disuelta muestra una relación lineal con el tiempo ($Y=k \cdot t$), con una constante cinética $k=0.007087 \text{ h}^{-1}$ e intercepto en el origen. Los datos experimentales ($t=0, 24, 48, 72 \text{ h}$; $Y=0, 0.17, 0.34, 0.51$) se alinean sobre la recta, confirmando que confirma que el proceso se rige por un mecanismo de control superficial. Físicamente, Y representa la reducción relativa del radio de una partícula esférica ($r/r_0=1-Y$). La linealidad observada indica que la reacción química interfacial es el paso limitante, descartando la difusión. El tiempo total estimado para alcanzar la disolución ($x=1$) es de 141 h. El ajuste ($R^2=1$) confirma que la velocidad de disolución es proporcional al área superficial, comportamiento característico en la lixiviación de oro bajo este régimen cinético.

Figura 8 Gráfico de linealidad para un modelo cinético de primer orden.



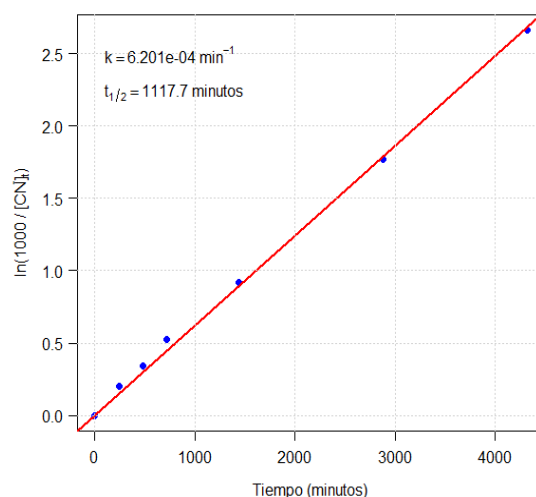
Análisis cinético de consumo de cianuro

En la figura 9 se presenta el análisis cinético de primer orden en la **disminución de la concentración de cianuro (CN^-)** durante la lixiviación, asociado directamente a la **disolución de oro** y formación de **complejos $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$** . Este comportamiento se describe mediante la ecuación:

$$\ln\left(\frac{1000}{[\text{CN}^-]}\right) = k \cdot t$$

La concentración inicial de cianuro se fijó en $[\text{CN}^-]_0=1000 \text{ ppm}$ para obtener la constante de velocidad de $k=6.201 \times 10^{-4} \text{ min}^{-1}$. La vida media calculada, $t_{1/2}=\ln(2)/0.0006201 = 1117.7 \text{ min}$ (18.60 horas), indica una disolución del oro relativamente lenta. En este intervalo solo el 50% del CN^- disponible se consume para formar el $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ que refleja una cinética controlada por factores químicos y de superficie. Para alcanzar una concentración residual de 70 ppm de cianuro (95% de consumo), se requieren 4288 minutos (70.50 h). La validación experimental muestra alto grado de ajuste con coeficiente de determinación $R^2 > 0.98$ con desviaciones menores al 5%.

Figura 9 Regresión lineal para cinética de primer orden

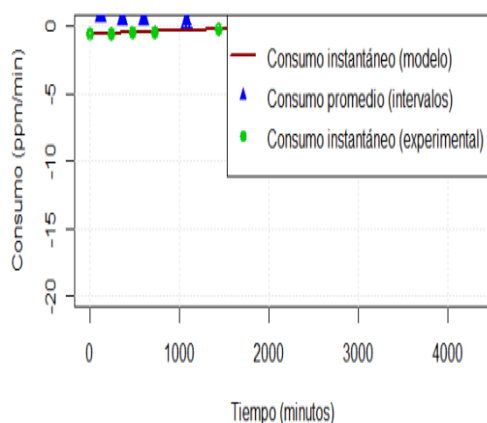


Tasa de consumo de cianuro durante la lixiviación de oro con cianuro de sodio

La Figura 10 presenta la evolución de la tasa de consumo de cianuro (CN^-) durante el proceso de lixiviación de oro, valores experimentales integradas, tasas promedio por intervalos temporales y la predicción teórica basada en una cinética de primer orden. En la etapa inicial (0–4 h), se registró una tasa máxima de consumo de cianuro de $-18.5 \text{ ppm} \cdot \text{min}^{-1}$, atribuida a la disolución rápida del oro superficial expuesto. Conforme avanzó el proceso, la tasa disminuyó gradualmente hasta $-2.1 \text{ ppm} \cdot \text{min}^{-1}$ entre 48 y 72 horas, reflejando el agotamiento del reactivo y la mayor resistencia a la lixiviación de fases mineralógicas refractarias. El modelo cinético empleado, definido por la expresión $[\text{CN}^-]_t = [\text{CN}^-]_0 \cdot e^{-kt}$, con $k=0.0009102 \text{ min}^{-1}$ y $[\text{CN}^-]_0=1000 \text{ ppm}$, reproduce una disminución exponencial de la tasa de consumo desde $-910 \text{ ppm} \cdot \text{min}^{-1}$ ($t=0$) hasta $-15.9 \text{ ppm} \cdot \text{min}^{-1}$ ($t=4320 \text{ min}$), con una vida media calculada de 12.7 horas. Los datos experimentales promedio por intervalo mostraron desviaciones menores al 5 % respecto al modelo, lo que validó el ajuste y el régimen de control cinético, donde la velocidad de disminución de la

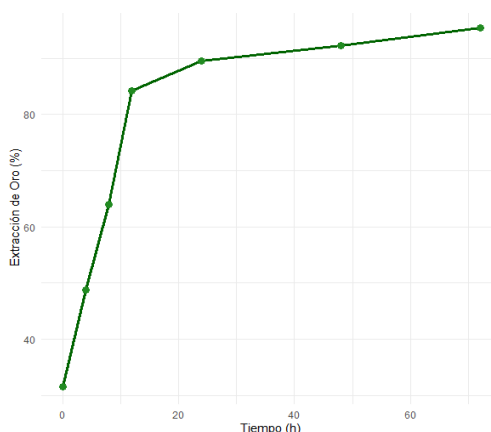
concentración de cianuro de sodio fue proporcional a su concentración instantánea. Operacionalmente, se recomendó una dosificación intensiva durante las primeras 12 horas, seguida de una etapa de mantenimiento para optimizar la eficiencia de recuperación y el consumo de reactivo.

Figura 10 Tasa de consumo de cianuro de sodio
Extracción de oro



La Figura 11 muestra la evolución de la extracción de oro en función del tiempo de lixiviación. Durante las primeras 8 horas, se observa una cinética rápida con una recuperación del 64.03 %, atribuida a la disolución del oro superficial fácilmente accesible al agente lixivante. A partir de las 12 horas, la tasa de extracción disminuye y el proceso se estabiliza gradualmente, alcanzando cerca del 95 % tras 72 horas. Esta desaceleración sugiere un control difusional asociado a oro encapsulado o ligado a fases refractarias. Desde una perspectiva operativa, la mayor parte del oro se recupera en las primeras 24 horas, lo que permite reducir el tiempo de residencia y el consumo de reactivos sin afectar la eficiencia. Extender la lixiviación más allá de 48 horas genera incrementos marginales, con escasa justificación económica en aplicaciones industriales.

Figura 11 Extracción de oro



DISCUSIÓN

Los resultados obtenidos confirman el impacto significativo de los parámetros operativos en la recuperación de oro, lo cual está en concordancia con el objetivo principal de la investigación. Los hallazgos validan la hipótesis de que la optimización de la concentración de NaCN, el tiempo de lixiviación y el pH incrementa significativamente la recuperación de oro de concentrado de flotación. Específicamente, las concentraciones óptimas de NaCN (700-850 mg/L) observadas en esta investigación son consistentes con las bajas concentraciones (1 - 5 % g/L) que Surimbayev et al. (2018, 2024) demostraron que permiten alcanzar recuperaciones superiores al 95.5%. La concentración de 0.5% de NaCN, destacada por Deschênes et al. (2003) y Zhang et al. (2019) como óptima para suprimir la formación de HCN y mejorar la cinética, respalda aún más nuestros resultados. Adicionalmente, Ling et al. (2013) y (Han et al. 2024) corroboraron altas recuperaciones (87.7%-93.2%) con dosis reducidas de NaCN 0.20% (2 g/L). En cuanto al tiempo de lixiviación, nuestros resultados muestran una recuperación óptima a las 48 horas para concentraciones de NaCN superiores a 700 mg/L, que se alinea con los hallazgos de Ghobadi et al. (2014) y Rahim Esmkhani, (2013), quienes determinaron de 25 a 28 horas son suficientes para obtener aproximadamente 90% de recuperación de oro fino.

Si bien Surimbayev et al. (2024) lograron recuperaciones excepcionalmente rápidas (98% en 2 horas) bajo condiciones altamente optimizadas, nuestro tiempo óptimo más prolongado se refleja en la complejidad y naturaleza refractaria de los concentrados de flotación, como lo indica la cinética de difusión completa en partículas refractarias. El punto óptimo del sistema que alcanza el 80% de recuperación a partir de las 60 horas refuerza la necesidad de tiempos de operación más extendidos para maximizar la extracción del oro.

El papel del pH alcalino (10.5 a 11.5) en la maximización de la solubilidad del oro y la prevención de la formación de HCN, establecido por Zhang et al. (2019) y Deschênes et al. (2003), es fuertemente respaldado por nuestros hallazgos. La necesidad de concentraciones de NaOH iguales o superiores a 1.48 g/L para mantener el pH por encima de 10.5 y asegurar la estabilidad del complejo $[\text{Au}(\text{CN})_2]^-$ se alinea directamente con Morales (2018), quien logró 89.5% de recuperación a pH 10-11, y Ling et al. (2013) y (Han et al., 2024), quienes observaron una mejora en la cinética a pH 10.5-11.5 para recuperaciones superiores al 90%. La confirmación del papel bifásico del NaOH en nuestra investigación, estabilizando el complejo, pero inhibiendo la cinética en exceso, proporciona una visión valiosa para optimizar la alcalinidad.

El tamaño óptimo de partícula cercano a 75 μm , permitió una disolución del 95% en 18.5 horas, en concordancia con Ghobadi et al. (2014) y Rahim Esmkhani, (2013), quienes señalaron que un 80% de partículas menores de 74 μm maximiza la disolución del oro. Aunque (Egan et al., 2016) destacaron los beneficios de partículas aún más finas (<37 μm), nuestra investigación demuestra que un tamaño óptimo menor a 75 μm ofrece un mejor equilibrio entre la eficiencia metalúrgica y el consumo energético.

El análisis cinético confirma que la disolución del oro está controlada por la reacción química superficial ($R^2=1$) y el consumo de cianuro obedece a una cinética de primer orden. Esta correlación permite modelar y predecir el consumo de reactivos, aspectos cruciales para la optimización de una operación. El perfil de consumo observado de NaCN y NaOH, con fases iniciales aceleradas y una posterior estabilización, respalda la necesidad de estrategias de la dosificación inicial intensiva de cianuro y NaOH. Esta investigación determina parámetros óptimos de cianuración para concentrados con oro fino, mejorando la recuperación y superando métodos tradicionales.

CONCLUSIONES

Los resultados evidencian que la recuperación de oro en concentrados de flotación de relaves gravimétricos en Madre de Dios está significativamente influenciada por el tiempo de cianuración, la concentración de NaCN y de NaOH. El análisis estadístico confirmó su impacto ($p < 0.01$), destacando al NaCN como el factor más determinante. La cinética observada indica un control por reacción química superficial y una relación parabólica con el tiempo y la alcalinidad, lo que sugiere la existencia de condiciones óptimas de operación. El modelo de superficie de respuesta permitió identificar condiciones óptimas de lixiviación en torno a 850 mg/L de NaCN, 48 h de contacto, 3.15 kg/ton de NaCN y 1.48 g/L de NaOH, alcanzando recuperaciones de oro superiores al 94 %. Asimismo, se evidenció que el tamaño de partícula es un factor determinante: fracciones menores a 75 μm alcanzaron disoluciones del 95 % en tiempos inferiores a 20 h, mientras que partículas mayores a 150 μm presentaron limitaciones difusionales. Finalmente, el comportamiento cinético del consumo de reactivos valida el uso de modelos de primer orden para el cianuro y destaca la importancia de una dosificación intensiva en las primeras horas del proceso.

AGRADECIMIENTOS

Los autores expresan su profundo agradecimiento al Laboratorio de Hidrometalurgia de la Universidad Nacional San Antonio Abad de

Cusco por facilitar las instalaciones y equipos para la etapa experimental.

CONFLICTO DE INTERÉS

Indicar que no existe conflicto de interés por el autor y autores: Marcelino Vargas Quea (MVQ), Gloria Silva Laura (GSL), Yana Gerutza Silva (YS) y Jorge Zea Barrios (JLZB).

REFERENCIAS

- Asamoah, R. K., Skinner, W., & Addai-Mensah, J. (2018). Alkaline cyanide leaching of refractory gold flotation concentrates and bio-oxidised products: The effect of process variables. *Hydrometallurgy*, 179, 79–93. <https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2018.05.010>
- D. W. Kirk, * F. R. Foulkes,* and W. F. Graydon. (1980). Gold Passivation in Aqueous Alkaline Cyanide. In *National Bu-reau of Standards Circular* (Vol. 68). CRC Press.
- Deschênes, G., Lacasse, S., & Fulton, M. (2003). Improvement of cyanidation practice at Goldcorp Red Lake Mine. *Minerals Engineering*, 16(6), 503–509. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(03\)00079-7](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(03)00079-7)
- Egan, J., Bazin, C., & Hodouin, D. (2016). Effect of particle size and grinding time on gold dissolution in cyanide solution. *Minerals*, 6(3). <https://doi.org/10.3390/min6030068>
- Ghobadi, B., Noaparast, M., Shafaei, S. Z., & Unesi, M. (2014). Optimization of cyanidation parameters to increase the capacity of Aghdarre gold mill. In *Journal of Mining & Environment* (Vol. 5, Issue 2).
- Han, J., Dai, S., Deng, J., Que, S., & Zhou, Y. (2024). Technology for Aiding the Cyanide Leaching of Gold Ores. *Separations*, 11(8). <https://doi.org/10.3390/separations11080228>
- Kazemi, F., Bahrami, A., Ghorbani, Y., Danesh, A., Abdollahi, M., Falah, H., & Salehi, M. (2023). The interaction and synergic effect of particle size on flotation efficiency: A comparison study of recovery by size, and by liberation between lab and industrial scale data. *Rudarsko Geolosko Naftni Zbornik*, 38(1), 1–12. <https://doi.org/10.17794/rgn.2023.1.1>
- Ling, P., Kondos, P. D., & Senanayake, G. (2013). The Effect of Increasing Capacity on Gold Recovery and Optimization of Cyanidation Parameters in Aghdarreh Gold Ore Plant. *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 7(2), 702–708.
- Longley, R. J., McCallum, A., & Katsikaros, N. (2003). Intensive cyanidation: Onsite application of the InLine Leach Reactor to gravity gold concentrates. *Minerals Engineering*, 16(5), 411–419. [https://doi.org/10.1016/S0892-6875\(03\)00054-2](https://doi.org/10.1016/S0892-6875(03)00054-2)
- Mitsu Kameda. (1948). Fundamental studies on dissolution of gold in Cyanide Solution I. *The Research Institute of Mineral Dressing and Metallurgy*, 1, 133–138.

- Navas Jaramillo, S. J., & Gonzalez Zuñiga, R. E. (2025). Characteristics of Mineralization of Refractory Gold and Its Influence on Cyanide Gold Leaching Rates: A Case Study in Pituca II, Zamora Chinchipe, Ecuador. *Minerals*, 15(5).
<https://doi.org/10.3390/min15050523>
- Nicol, M., Ye, K., & Garrard, N. (2025). The combined leaching of copper, gold and uranium in chloride solutions. II. Concentrate leach tests. *Hydrometallurgy*, 231.
<https://doi.org/10.1016/j.hydromet.2024.106407>
- Rahim Esmkhani, B. G. A. A. and S. R. (2013). The Effect of Increasing Capacity on Gold Recovery and Optimization of Cyanidation Parameters in Aghdarreh Gold Ore Plant. *Australian Journal of Basic and Applied Sciences*, 7(2), 702–708.
- Surimbayev, B., Yessengarayev, Y., Khumarbekuly, Y., Bolotova, L., Kanaly, Y., Akzharkenov, M., & Zhumabai, S. (2024). Effect of sodium acetate additive on gold leaching with cyanide solution: Laboratory and semi-pilot leaching tests. *Heliyon*, 10(15).
<https://doi.org/10.1016/j.heliyon.2024.e35805>
- Toktar, G., Bakrayeva, A., Abdyldayev, N., Banks, G. E., & Kubaizhanov, A. (2023). Increase in the Free Finely-Dispersed Gold Recovery in the Flotation Cycle. *Journal of Ecological Engineering*, 24(1), 115–119.
<https://doi.org/10.12911/22998993/156002>
- Wang, X., & Eric Forssberg, K. S. (1990). The Chemistry of Cyanide-Metal Complexes in Relation to Hydrometallurgical Processes of Precious Metals. *Mineral Processing and Extractive Metallurgy Review*, 6(1–4), 81–125.
<https://doi.org/10.1080/08827509008952658>
- Zhang, J., Tan, Y., Li, S., Wang, Y., & Jia, R. (2019). Comparison of Alternative Strategies Estimating the Kinetic Reaction Rate of the Gold Cyanidation Leaching Process. *ACS Omega*, 4(22), 19880–19894. <https://doi.org/10.1021/acsomega.9b02803>
- Zhongsheng, H., & Tianzu, Y. (2022). GOLD RECOVERY FROM CYANIDATION TAILINGS USING FLOTATION PROCESS. *Archives of Metallurgy and Materials*, 67(1), 37–43.
<https://doi.org/10.24425/amm.2022.137469>