

Artículo de investigación

## Modelamiento estadístico de la lixiviación con cianuro de un mineral del municipio de Andes, Colombia, como alternativa al proceso de amalgamación

Statistical modeling of cyanide leaching of a mineral from the municipality of Andes, Colombia, as an alternative to the amalgamation process

Modelagem estatística da lixiviação com cianeto de um mineral do município de Andes, Colômbia, como alternativa ao processo de amalgamação

Jairo A. Ruiz Córdoba\* | Carlos A. López Cañas | María E. Carmona Arango | William Bolívar Gómez  
Universidad de Antioquia, Medellín, Colombia

- **Fecha de recepción:** 2019-02-03
- **Fecha concepto de evaluación:** 2019-09-05
- **Fecha de aprobación:** 2019-09-20  
<http://dx.doi.org/10.22335/rict.v11i2.826>

**Para citar este artículo / To reference this article / Para citar este artigo:** Ruiz Córdoba, J. A., López Cañas, C. A., Carmona Arango M. E., & Bolívar Gómez W. (2019). Modelamiento estadístico de la lixiviación con cianuro de un mineral del municipio de Andes, Colombia, como alternativa al proceso de amalgamación. *Revista Logos Ciencia & Tecnología*, 11(2), 126-137. <http://dx.doi.org/10.22335/rict.v11i2.826>

### RESUMEN

Se muestran los resultados de una investigación de la lixiviación con cianuro de un mineral aurífero sulfuroso con materia carbonosa. Se aplicó un diseño experimental de análisis factorial  $2^k$  de tres variables con réplicas en el centro, empleando el método de superficie de respuesta (MRS). Se condujeron pruebas de cianuración en botella rotatoria para estudio del efecto de ciertas variables seleccionadas sobre la recuperación de Au y determinar los parámetros óptimos para lograr su máxima recuperación en el proceso. Los resultados obtenidos demuestran que el mineral presenta un alto grado de lixivabilidad en cianuro, obteniéndose una recuperación de Au promedio del 93,65%, con una concentración de cianuro de sodio [NaCN] de 2,5 g/L y un tiempo de lixiviación de 12 horas.

**Palabras clave:** caracterización de minerales, cianuración, diseño de experimentos, diseño factorial, superficie de respuesta, mineral de oro



\* Autor para correspondencia. Correo electrónico: [jairo.ruiz@udea.edu.co](mailto:jairo.ruiz@udea.edu.co)

## SUMMARY

The results of a research into the cyanide leaching of a sulphurous gold ore with carbonaceous matter are shown. An experimental design of factorial analysis 2k of three variables with replicates in the center was applied, using the response surface method (MRS). Cyanidation tests in rotating bottles were conducted to study the effect of certain selected variables on Au recovery and to determine the optimal parameters to achieve maximum Au recovery in the process. The results obtained show that the mineral presents a high degree of cyanide leachability, obtaining an average Au recovery of 93.65%, with a sodium cyanide [NaCN] concentration of 2.5 g/L and a leaching time of 12 hours.

**Keywords:** Mineral characterization, cyanidation, experimental design, factorial design, response surface, gold ore.

## SUMÁRIO

O artigo apresenta os resultados de uma pesquisa sobre a lixiviação com cianeto de um minério de ouro sulfuroso com matéria carbonácea. Aplicou-se um delineamento experimental de análise fatorial 2k de três variáveis com réplicas no centro, utilizando o método da superfície de resposta (MRS). Foram realizados testes de cianetação em uma garrafa rotativa para estudar o efeito de certas variáveis selecionadas na recuperação de Au e para determinar os parâmetros ideais para alcançar a recuperação máxima no processo. Os resultados obtidos mostram que o mineral apresenta um alto grau de lixiviação em cianeto, obtendo uma recuperação média de Au de 93,65%, com uma concentração de cianeto de sódio [NaCN] de 2,5 g/L e tempo de lixiviação de 12 horas.

**Palavras-chave:** Caracterização de minerais, cianetação, delineamento experimental, delineamento fatorial, superfície de resposta, minério de ouro

Uno de los propósitos de la metalurgia extractiva consiste en separar los metales de particular interés, sea por razones económicas, científicas o de cualquiera otra índole, de tal forma que se puedan emplear para un fin determinado, para lo cual existen diversos procedimientos, siendo uno de ellos, la lixiviación con cianuro (Santamaría et al., 2013).

Dependiendo de la composición del mineral, se encuentran diversos tratamientos para la recuperación del oro: concentración gravimétrica, flotación, aireación con cal, tostación, calcinación, entre otros (Iglesias, Carranza & Palencia, 1998). Además, una correcta caracterización mineralógica, fisicoquímica y metalúrgica de los minerales permite plantear los procesos y parámetros de beneficio más convenientes para obtener una recuperación de oro mejorada (Yáñez et al., 2005).

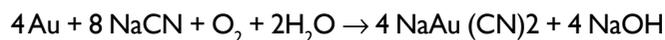
En esta dirección, se han estudiado diferentes métodos para el beneficio de minerales auríferos como son la lixiviación con cloruro, tiourea y tiosulfato, aunque estos incrementan los costos de beneficio (Xu et al., 2015). Otra variante es el pretratamiento de biooxidación por un número de horas definido y a continuación lixiviación con

tiourea, lo cual ha demostrado un incremento significativo en la tasa de recuperación de oro (Guo et al., 2017). Otra alternativa a esta última técnica, cuando se procesa un mineral refractario sulfuroso, consiste en realizar una oxidación doble, lo cual implica hacer una etapa de lixiviación férrica a alta temperatura y una etapa subsiguiente de biooxidación, además del uso de nutrientes orgánicos durante la biooxidación (Muravyov & Bulaev, 2013).

Por otro lado, en algunos minerales refractarios de oro y plata, la técnica de cianuración no es suficientemente eficaz, por lo que se han llevado a cabo ensayos de pretratamiento con hidróxido de potasio, a fin de adecuar el mineral en cuestión para mejorar la recuperación de oro (Alp et al., 2014). Igualmente, es conocido que, en minerales auríferos con determinados contenidos de cobre, se reduce la cantidad de oro que podría obtenerse con el proceso de cianuración (Oraby & Eksteen, 2015).

La lixiviación de minerales de oro se encuentra influenciada por diversos factores de orden físico y químico que pueden interferir en la eficiencia de la recuperación de la mayor cantidad posible de metales preciosos como el oro

y la plata (Tremolada, 2011). El proceso de cianuración se fundamenta en que el oro es disuelto en una solución acuosa de cianuro de sodio o potasio con relativa facilidad, si se mantienen condiciones oxidantes favorables, utilizando el oxígeno del aire como oxidante y donde el ion  $CN^-$  actúa como agente complejante (Salinas et al., 2004). Esto se aprecia mejor con la ecuación de Elsner:



Esta ecuación muestra claramente el porqué de la selección de las tres variables en el esquema estadístico, dado que se busca una mayor eficacia del proceso, lo cual se espera que sea favorecida a mayor concentración de cianuro, menor cantidad de otros metales que sustraigan cianuro y un pH adecuado. En un proceso hidrometalúrgico de beneficio de minerales de oro, en el cual se estudia la influencia de parámetros de control específicos, es apropiado utilizar el diseño de experimentos como una herramienta para la planificación y análisis de procesos y de pruebas de lixiviación que requieren de la realización de cambios en los parámetros de estos con objetivo de identificar y estudiar sus efectos e interacciones potenciales sobre la variable respuesta, a fin de conocer cómo opera el proceso y obtener la información necesaria para su mejoramiento.

El diseño experimental trabajado en el presente artículo de lixiviación con cianuro de un concentrado aurífero-sulfuroso, fue el análisis factorial  $2^k$  con tres variables y réplicas en el centro, empleando la metodología de superficie de respuesta (MSR), con el propósito de investigar los efectos e interacciones de los factores estudiados sobre la variable respuesta, e igualmente poder determinar las condiciones óptimas del proceso para lograr la máxima recuperación de oro.

Para el diseño experimental y el desarrollo de la metodología de superficie de respuesta se utilizó el software Statgraphics 16.0 (versión de prueba) (Chavarriaga & Restrepo, 2014).

## ■ Materiales y método

El mineral de estudio es un mineral aurífero cuarzosulfuroso de veta, con materia carbonosa asociada al cuarzo, oriundo de la vereda La Soledad del corregimiento de Santa Rita en el municipio de Andes, localizado en el suroeste del departamento de Antioquia, Colombia.

## ■ Muestreo y preparación del material

El mineral de cabeza de mina se trituró en dos etapas. La primera, usando una trituradora de quijadas y luego una trituradora de rodillos con una abertura de 4 mm. Para los análisis iniciales, el material fue homogenizado, cuarteado y muestreado para extraer una muestra de 2 kg y molerla en un molino de bolas por 20 minutos en lotes de 1 kg. Luego de la molienda se muestreó el mineral y se extrajeron muestras para los respectivos análisis de caracterización posteriores.

## ■ Caracterización del mineral

Se seleccionaron muestras de tamaño grande del mineral de estudio, con el fin de identificar a escala macroscópica las posibles especies minerales presentes.

Una muestra de mineral preparada se analizó por fluorescencia de rayos X (FRX) en un espectrómetro OPTIMX-211, Thermo Scientific para determinar su composición química elemental y especies oxidadas. Se practicó un análisis por microscopía estereoscópica utilizando un microscopio digital a 800X, el cual se complementó con análisis por difracción de rayos X (DRX), en un difractor EMPYREAN, con el propósito de identificar las especies mineralógicas presentes; además se realizó un análisis LECO para determinar contenidos de carbono y azufre.

A continuación, se practicó un análisis granulométrico al mineral de cabeza de mina, usando la serie de tamices 80, 100, 140, 200 y 270 mallas Tyler con objeto de determinar contenidos de oro y plata por fracciones granulométricas o mallas, mediante ensayos al fuego.

Se ejecutó una prueba de moliendabilidad con objeto de analizar la variación en la reducción del tamaño de partícula mineral con el tiempo y lograr de esta forma estimar el tiempo requerido de molienda para obtener una determinada granulometría. La molienda se realizó en un molino de bolas tipo laboratorio y se efectuó análisis granulométrico del mineral a 5, 10, 15, 20, 25, 30, 35 y 40 minutos. En la tabla 1 se presentan las condiciones utilizadas en la prueba de moliendabilidad.

**Tabla 1. Parámetros usados en la prueba de moliendabilidad del mineral de cabeza**

Equipo	Parámetros	Valor	
Especificaciones Molino	Longitud	20 cm	
	Diámetro interno	17 cm	
	Volumen interno	5.670,6 cm <sup>3</sup>	
	Volumen de llenado	40%	
	Velocidad de rotación	60 rpm	
Parámetros operativos	Carga mineral	500 g	
	Distribución de bolas	Diámetro (cm)	Cantidad
		1,7	82
		2,5	39
	3,9	15	

Para obtener el concentrado aurífero-sulfuroso, correspondiente al material a estudiar por lixiviación con cianuro, una muestra de mineral clasificada mediante una serie de tamices Tyler en las fracciones -40+80 y -80+140 mallas, se sometió a concentración gravimétrica en mesa concentradora Wilfley. Los finos de la concentración en mesa, con una granulometría 100% pasante a 140 mallas Tyler (-106 µm), se concentraron por flotación junto con los mixtos y colas de la concentración en mesa, luego de una remolienda, empleando una pulpa al 30% de sólidos en una celda de flotación tipo laboratorio, marca Denver. En la tabla 2 se ilustran los parámetros de operación utilizados en la concentración en mesa Wilfley, y en la tabla 3 se muestran los reactivos y dosificación usada en la flotación, de acuerdo con la información hallada en la literatura (Azañero et al., 2009; Teague et al., 1999).

**Tabla 2. Parámetros operativos usados en la concentración en mesa Wilfley**

Mallas	Ángulo de inclinación (θ)	Flujo agua (gal/min)
-40+80	30°	2,5
-80+140	15°	3,0

**Tabla 3. Reactivos y dosificación usados en la flotación del mineral**

Reactivo	Función	Dosificación (g/t)
Metasilicato de sodio	Depresor de arcillas	30
A36	Activador sulfuros	50
PAX	Colector sulfuros	50
Aceite de pino	Espumante	20

Igualmente, se determinaron características importantes del mineral como el pH, densidad y poder reductor (PR), al igual que presencia de sales solubles y viscosidad de pulpa.

## ■ Pruebas preliminares de lixiviación con cianuro

### Pruebas preliminares

Se realizaron cuatro pruebas preliminares de cianuración con el concentrado de mineral de oro, a fin de evaluar la influencia del carbón presente y adecuar las condiciones para las pruebas de cianuración usando el diseño experimental planteado. Estos ensayos consistieron en un ensayo en blanco (sin reactivo), otro usando querosene como pasivante del carbón y otros dos ensayos utilizando H<sub>2</sub>O<sub>2</sub> y NaClO como oxidantes del carbón, se empleó en cada uno, una pulpa al 35% de sólidos, 1,5 g NaCN/L y 6 horas de lixiviación.

Durante la realización de estas pruebas se midió cada dos horas el pH y la [NaCN] por titulación con AgNO<sub>3</sub>, con el fin de determinar la variación de estos dos parámetros durante el proceso. Cada vez que el pH o la [NaCN] disminuían, se procedía a adicionar reactivos para restablecer las condiciones iniciales del proceso. Durante la realización de las diferentes pruebas se trabajó con un rango de pH alcalino entre 10 y 12, el cual se ajustaba a estos valores con la adición de cal cuando se encontraba por debajo de este rango.

### ■ Diseño experimental factorial 2<sup>k</sup> usado en pruebas de lixiviación con cianuro

Para las pruebas de lixiviación con cianuro en botella rotatoria se usó un concentrado de mineral aurífero-sulfuroso, con materia carbonosa asociada, con un tamaño de partícula del 95% pasante 200 mallas Tyler (-75 µm) y un tenor promedio de 41 g Au/t. Se empleó un diseño experimental de análisis factorial 2<sup>k</sup> con tres variables y réplicas en el centro, siguiendo la metodología de superficie de respuesta (MSR) para evaluar el efecto de aquellas estudiadas y sus interacciones sobre la variable respuesta y establecer de esta forma las condiciones óptimas del proceso para la máxima recuperación de oro.

Para el tratamiento estadístico de los datos se utilizó el software Statgraphics 16.0 versión de prueba, especializado en el diseño y análisis de experimentos. La tabla 4 ilustra las condiciones usadas en las pruebas y la tabla 5 presenta las variables y niveles considerados en el diseño experimental, seleccionados con base en ensayos preliminares de lixiviación.

**Tabla 4. Condiciones usadas en pruebas de lixiviación en botella**

Parámetros	Valores
Volumen pulpa (ml)	1538.46, 1666.67, 1818.18
Sólidos (%)	35, 40, 46
Masa mineral (g)	538.46, 666.67, 818.18
Acidez (pH)	10,5 - 12
Velocidad rotación (rpm)	100

**Tabla 5. Variables y niveles seleccionados para el diseño experimental en las pruebas de lixiviación con cianuro**

Factor	Nivel bajo	Nivel medio	Nivel alto
Sólidos (%)	35	40	45
(NaCN), (g/L)	1,5	2,0	2,5
Tiempo cianuración (h)	6	9	12

Con ayuda del software estadístico se planteó un diseño de tres variables independientes: porcentaje de sólidos, [NaCN] y tiempo de residencia; como variable respuesta se planteó la recuperación (%) de oro, obteniéndose un diseño experimental de 20 ensayos: ocho con sus respectivos duplicados en los extremos y cuatro réplicas en el centro. Se tuvieron en cuenta los siguientes parámetros de control:

Nivel de confianza del 95%.

D-eficiencia del diseño del 82,59%.

G-eficiencia del diseño del 82,35%.

La tabla 6 presenta el diseño experimental planteado en orden aleatorio de ejecución, proporcionado por el programa estadístico.

Con el concentrado sulfuroso obtenido, el cual presentó un tamaño de partícula del 95% pasante de 200 mallas Tyler (-75 µm), se prepararon pulpas al 35%, 40% y 45% de sólidos, dispuestas en botellas plásticas de dos litros de capacidad. A determinados intervalos de tiempo, se extraían 250 ml decantados de solución cianurada, que se filtraba y se determinaban los consumos de NaCN, Cal, así como los contenidos de Au y Ag disueltos. Para llevar a cabo estas últimas etapas del proceso, se realizaron pruebas Chiddy y ensayos al fuego de forma simultánea.

Finalizadas las pruebas, se filtró la solución, se lavaron los sólidos residuales varias veces con agua y se evaluaron los contenidos de Au y Ag por ensayo al fuego. Los líquidos residuales resultantes se neutralizaron y se dispusieron adecuadamente.

**Tabla 6. Diseño experimental obtenido para las pruebas de lixiviación con cianuro**

Ensayos	Sólidos (%)	[NaCN] (g/L)	Tiempo (h)
1	35	2,5	12
2	35	1,5	12
3	45	2,5	12
4	46	1,6	6
5	40	2,0	9
6	35	1,5	6
7	40	2,0	9
8	46	1,6	12
9	35	2,5	6
10	45	2,5	6
11	35	2,5	12
12	35	1,6	12
13	46	2,5	12
14	45	1,5	6
15	40	2,0	9
16	35	1,6	6
17	40	2,0	9
18	45	1,5	12
19	35	2,5	6
20	46	2,6	6

## ■ Análisis de resultados

### Caracterización del mineral

En la figura 1 se muestra el resultado del análisis macroscópico del mineral de cabeza de mina, donde puede observarse la mayor cantidad de cuarzo (matriz) con presencia de materia carbonosa. Igualmente, contiene una significativa cantidad de arcillas y de hematita, así como una menor cantidad de pirita; en baja cantidad se presentan arsenopirita, esfalerita y galena.



**Figura 1. Resultado de la caracterización macroscópica del mineral de cabeza de mina**

La tabla 7 presenta la composición mineralógica aproximada, obtenida mediante observación en el microscopio

estereográfico digital a 800X. No se observó oro libre, el cual probablemente se encuentra asociado a los sulfuros. Esta información es importante para los cálculos de carga en la determinación de contenidos de Au y Ag en el mineral de cabeza mediante el ensayo al fuego.

**Tabla 7. Resultado de la caracterización microscópica del mineral**

Especies minerales	Composición (%)
Cuarzo (SiO <sub>2</sub> ), con materia carbonosa	70,0
Pirita y otros sulfuros	10,0
Arcillas y silicatos	15,0
Óxidos de hierro	5,0

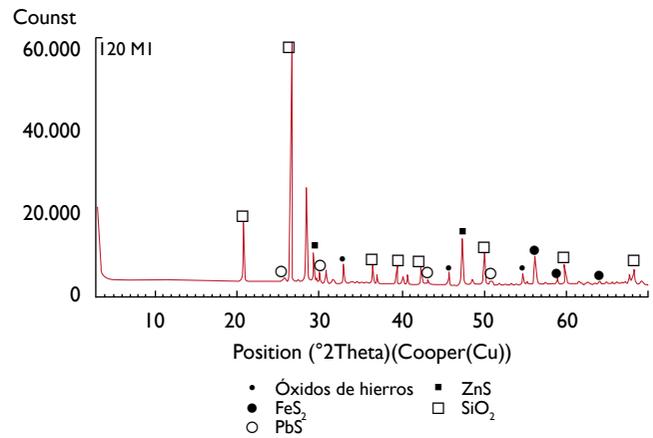
En la tabla 8 se ilustran los resultados del análisis por FRX del mineral de cabeza de mina donde puede observarse un alto contenido de cuarzo o sílice (63%) y buena presencia de arcillas, silicatos y hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>). También pueden encontrarse contenidos importantes de S (6%), Fe (7,65%) y As (1,25), como indicativo de la presencia de sulfuros, principalmente pirita (FeS<sub>2</sub>) y arseniopirita (FeAsS); en menor proporción se haya esfalerita (ZnS) y galena (PbS).

**Tabla 8. Resultados análisis por FRX del mineral de cabeza de mina**

Compuesto	%	Elemento	%
SiO <sub>2</sub>	62,76	Si	29,34
Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	12,15	Al	6,43
FeO <sub>3</sub>	10,94	Fe	7,65
S	5,98	S	5,98
K <sub>2</sub> O	2,81	K	2,33
As <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	1,65	As	1,25
CaO	1,43	Ca	1,02
ZnO	0,83	Zn	0,67
MgO	0,68	Mg	0,41
PbO	0,19	Pb	0,18
CuO	0,05	Cu	0,04

La figura 2 representa el difractograma obtenido del análisis de DRX del mineral de cabeza, el cual confirma que este contiene cuarzo o sílice (SiO<sub>2</sub>), hematita (Fe<sub>2</sub>O<sub>3</sub>), pirita (FeS<sub>2</sub>), galena (PbS) y esfalerita (ZnS).

La tabla 9 muestra los resultados de tenores o leyes de oro y plata del mineral de cabeza de mina, obtenidos por ensayo al fuego.



**Figura 2.** Difractograma de rayos X del mineral de cabeza

**Tabla 9. Tenores de oro y plata del mineral de cabeza**

Muestras	Peso muestra (g)	Peso doré (g)	Peso Au (g)	Tenor Au (g/t)	Tenor Ag (g/t)
M1	20	0,00186	0,00040	20,0	73,00
M2	20	0,00117	0,00032	16,0	42,50
Promedio	20	0,00152	0,00036	18,0	57,75

Puede observarse que el tenor de oro es 18 g/t en promedio y el tenor de plata es casi tres veces este valor, lo cual facilitará la separación de la plata del oro durante la disolución del doré con ácido nítrico (HNO<sub>3</sub>).

En la tabla 10 se ilustra el resultado obtenido de tenores de oro y plata del mineral de cabeza por fracciones granulométricas. Puede observarse que los mayores contenidos de oro (73%) se presentan en los tamaños de partícula más gruesos, entre +80+140 mallas Tyler (+180+106 μm); por tanto, estas fracciones de tamaño se recuperaron por concentración gravimétrica en mesa Wilfley, mientras que los tamaños finos -140 mallas (-106 μm), que presentaron un contenido de oro importante (27%), se concentraron por flotación.

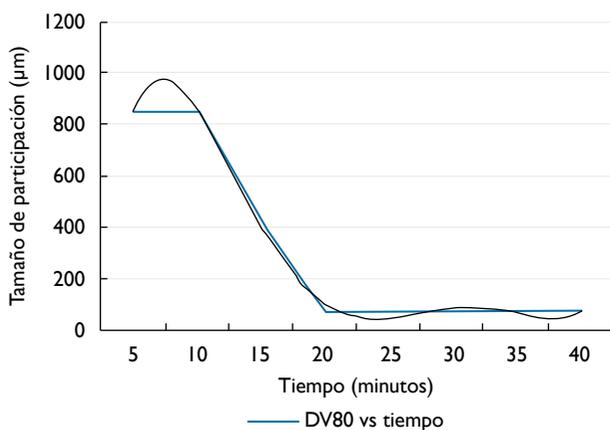
Con relación a la plata, puede observarse que esta se distribuye de forma contraria al oro; es decir, el 87% de la plata ocurre en los tamaños más finos del mineral, menor a 140 mallas (-106 μm).

La figura 3 muestra la curva de moliendabilidad o de variación del D80 del mineral de cabeza, obtenida en los tiempos de molienda de 5, 10, 15, 20, 30, 35 y 40 minutos. Para esta línea de tendencia, se tuvo un ajuste en la descripción del comportamiento del 99,78%.

**Tabla 10.** Tenores de oro y plata del mineral de cabeza por mallas

Tamaño partícula (mallas Tyler)	Tamaño partícula (µm)	Tenor Au (g/t)	Tenor Ag (g/t)
+80	+180	22,5	15,0
-80+100	-180+150	26,0	17,5
-100+140	-150+106	19,0	40,0
-140+200	-106+75	14,0	47,0
-200+270	-75+53	11,0	73,5
-270	-53	0,0	70,0

Puede observarse que el material debe molerse entre 15 a 17 minutos para obtener tamaños comprendidos entre +40 -140 mallas (+425-106 µm), que es el rango requerido para la concentración gravimétrica por mesa Wilfley. Además, para mantener el D80 del mineral dentro del rango de tamaño adecuado.



**Figura 3.** Curva de moliendabilidad del mineral de cabeza, D80 vs. tiempo

En la Tabla 11 se muestran los tenores de oro en los productos de la concentración por mesa Wilfley para las dos fracciones granulométricas del mineral trabajadas: -40+80 y -80+140 mallas Tyler.

Puesto que los mixtos y colas arrojaron valores importantes de oro, estos productos se remolieron y el tamaño pasante de 140 mallas Tyler (-106 µm) se concentró por flotación.

Respecto a la presencia de sales solubles en el mineral de cabeza, los resultados arrojados son negativos, es decir, el mineral no presentó sales ferrosas, férricas, de cobre ni de zinc.

**Tabla 11.** Tenores de la concentración del mineral de cabeza por mesa Wilfley

Muestra	Peso muestra (g)	Peso doré (g)	Peso oro (g)	Tenor oro (g/ton)
Concentrado -40+80	20	0,0263	0,00089	41,50
	20	0,0032	0,00077	
Concentrado -80+140	20	0,0041	0,00109	57,25
	20	0,0028	0,00120	
Mixtos -40+80	20	0,0014	0,00023	10,50
	20	0,0013	0,00019	
Colas -40+80	20	0,0006	0,00027	7,50
	20	0,0005	0,00003	
Colas -80+140	20	0,0016	0,00037	17,25
	20	0,0016	0,00032	

### ■ Pruebas de ensayos de lixiviación con cianuro

#### ■ Ensayos preliminares de lixiviación con cianuro

En la tabla 12 se presentan los resultados de los cuatro ensayos preliminares de lixiviación realizados. Puede observarse que, cotejado con el ensayo en blanco, esto es, sin uso de reactivo, los reactivos usados en los demás ensayos, aunque no obraron como era de esperarse sobre el carbón, sí afectaron la disolución del oro, reduciéndose su recuperación.

#### ■ Diseño experimental factorial 2<sup>k</sup> aplicado en las pruebas de lixiviación con cianuro

La tabla 13 ilustra los resultados del diseño experimental obtenidos en las 20 pruebas de lixiviación con cianuro realizadas. Los valores expuestos se muestran como un promedio de dos ensayos, debido a que cada prueba tuvo su duplicado.

Puede notarse en los ensayos I y II, que para una pulpa mineral al 35% de sólidos, una concentración de cianuro de sodio de 2,5 g/L y un tiempo de lixiviación de 12 horas, se obtienen las mayores recuperaciones de oro, con unos valores de 97,6% y 89,7%, respectivamente, y un promedio del 93,65%, valor muy cercano al óptimo predicho por el modelo ajustado, como podrá observarse más adelante.

**Tabla 12. Resultados de los ensayos preliminares de lixiviación**

Muestra		Peso doré (g)	Peso oro (g)	Tenor doré (g/m <sup>3</sup> )	Tenor oro (g/m <sup>3</sup> )	Recuperación (%)
Blanco	Sólidos 1	0,00090	0,00023	45	11,50	45,58
	Sólidos 2	0,00090	0,00014			
	Líquidos 1	0,00134	0,00055	79,50	79,50	
	Líquidos 2	0,00184	0,00059			
Querosene	Sólidos 1	0,00103	0,00020	52,25	9,50	14,38
	Sólidos 2	0,00106	0,00018			
	Líquidos 1	0,00491	0,00059	192,75	25,50	
	Líquidos 2	0,00280	0,00043			
Hipoclorito de sodio	Sólidos 1	0,00095	0,00031	45,75	13,50	11,55
	Sólidos 2	0,00088	0,00023			
	Líquidos 1	0,00299	0,00064	149	31,75	
	Líquidos 2	0,00297	0,00063			
Peróxido	Sólidos 1	0,00125	0,00021	99	13,50	10,19
	Sólidos 2	0,00112	0,00033			
	Líquidos 1	0,00345	0,00051	99	22,50	
	Líquidos 2	0,00210	0,00039			

**Tabla 13. Diseño experimental y resultados de recuperación de oro obtenidos en las pruebas de cianuración en botella rotatoria**

Ensayos	Sólidos (%)	CN <sup>-</sup> (g/l)	Tiempo (h)	Au (g/t)	Rec.Au (%)
1	35	2,5	12	0,0047	97,60
2	35	1,5	13	0,0033	73,50
3	45	2,5	12	0,0064	94,90
4	45	1,5	6	0,0037	55,20
5	40	2,0	9	0,0034	76,50
6	35	1,5	6	0,0026	58,00
7	40	2,0	9	0,0044	80,90
8	45	1,5	12	0,0055	81,20
9	35	2,5	6	0,0031	69,90
10	45	2,5	6	0,0048	71,40
11	35	2,5	12	0,0040	89,70
12	35	1,5	12	0,0037	82,90
13	45	2,5	13	0,0049	89,50
14	45	1,5	6	0,0033	49,60
15	40	2,0	9	0,0043	86,10
16	35	1,5	6	0,0022	48,60
17	40	2,0	9	0,0037	67,10
18	45	1,0	12	0,0046	68,50
19	35	2,0	6	0,0030	68,50
20	45	2,0	6	0,0044	66,20

## ANOVA para la recuperación de oro

La tabla 14 presenta el resultado del análisis ANOVA para la recuperación de oro.

El ANOVA muestra que las variables realmente influyentes en el proceso de lixiviación con cianuro son el tiempo de lixiviación y la concentración de cianuro de sodio en la pulpa, esto por presentar un valor-P menor a 0,05 (5%).

Los valores obtenidos de  $R^2$  y R ajustada indican que el modelo se ajustó apropiadamente a los datos y que el diseño experimental planteado resultó exitoso, lográndose una recuperación de oro mayor al 83,4%.

## Diagrama de Pareto

La figura 4 corresponde al diagrama de Pareto obtenido, en el cual se muestra, en orden decreciente de importancia, los efectos de las variables e interacciones de estas sobre la recuperación de oro durante las pruebas de lixiviación con cianuro del concentrado estudiado.

Pueden observarse que el tiempo de residencia y la concentración de cianuro de sodio son las variables que influyen de manera importante sobre la recuperación de oro, corroborándose el resultado arrojado por el ANOVA.

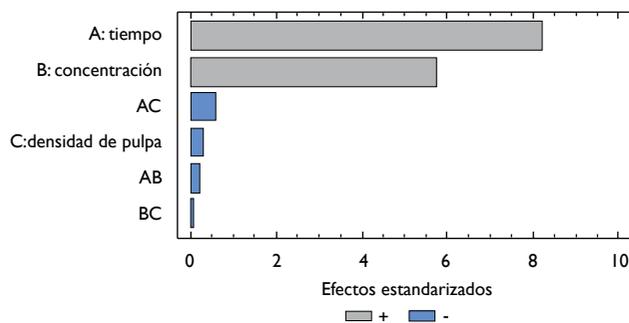


Figura 4. Diagrama de Pareto estandarizado para la recuperación de oro

Tabla 14. ANOVA para la recuperación de oro

Factor	Suma de cuadrados	GL	Cuadrado medio	Razón-F	Valor-P
A: tiempo	2.401,0	1	2.401,0	67,84	0,0000
B: concentración	1.152,6	1	1.152,6	32,56	0,0001
C: sólidos (%)	2,56	1	2,56	0,07	0,7925
AB	1,32	1	1,32	0,04	0,8500
AC	10,24	1	10,14	0,29	0,6005
BC	0,0625	1	0,06	0,00	0,9672
Bloques	67,712	1	67,71	1,91	0,1918
Error total	424,733	12	35,39		
Total (corr)	4.060,23	19			

$R^2 = 89,5392\%$ ;  
R ajustada (ajustada por G.L.) = 83,4371%.

## Principales efectos de las variables

La figura 5 corresponde a la gráfica obtenida de los principales efectos de las variables estudiadas sobre la recuperación de oro durante las pruebas de lixiviación con cianuro en botella rotatoria, donde puede observarse que al aumentar tanto la concentración de cianuro de sodio, como el tiempo de residencia, aumenta la recuperación de oro. El comportamiento desfavorable en la recuperación de oro al aumentar el porcentaje de sólidos en la pulpa mineral se debe a que al incrementar este, se reduce el área de contacto entre las partículas minerales y la solución cianurada y, por tanto, la disminución en la recuperación de oro. Igualmente, debe tenerse en cuenta que la disminución del porcentaje de recuperación también puede estar influenciada de la misma forma por la presencia de otros metales que compiten con el oro por el cianuro.

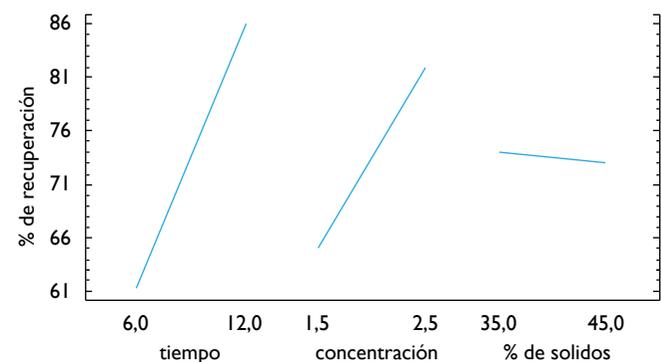


Figura 5. Efectos principales sobre la recuperación de oro

## Gráficas de superficie de respuesta

La figura 6 corresponde a las gráficas de superficie de respuesta estimadas para 35%, 40% y 45% de sólidos en

tres muestras de pulpa de mineral cianuradas, en las cuales se confirma la significancia de las variables establecidas como principales en el análisis ANOVA. Puede observarse que al aumentarse tanto la concentración de cianuro de sodio como el tiempo de lixiviación aumenta la recuperación de oro. Caso contrario ocurre con el porcentaje de sólidos, ya que al aumentar este en las pulpas cianuradas disminuye la recuperación de oro.

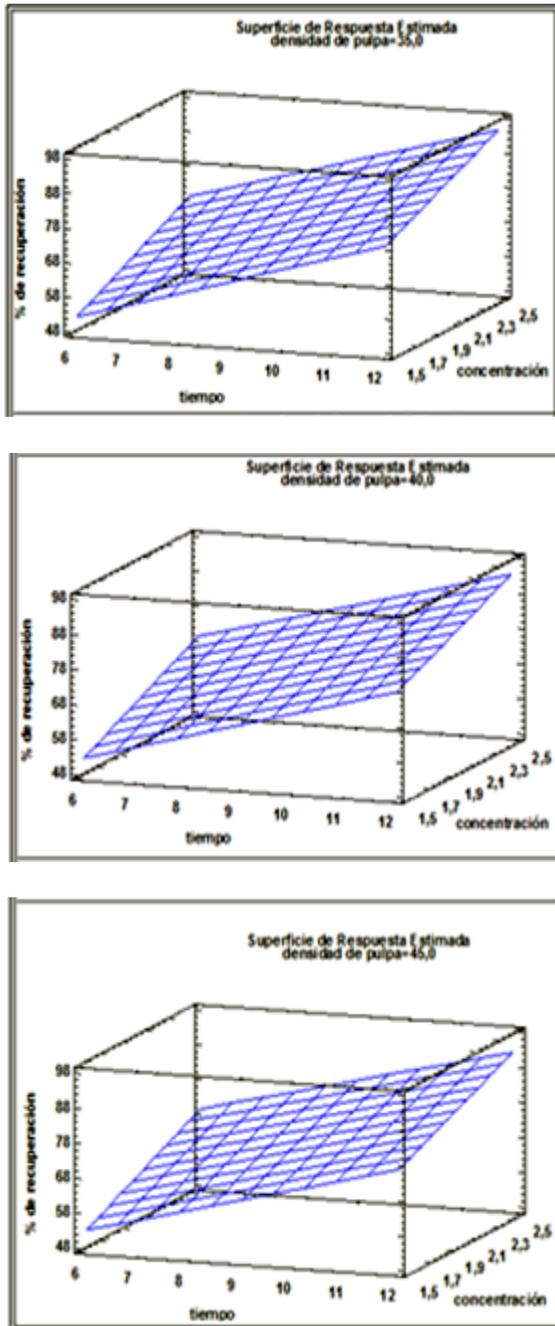


Figura 6. Superficie de respuesta estimada para 35%, 40% y 45% de sólidos en tres muestras de pulpa de mineral

### Coefficientes de regresión para la recuperación de oro

En la tabla 15 se muestran los coeficientes de regresión de las variables estudiadas y sus interacciones, obtenidos mediante el programa estadístico.

Tabla 15. Coeficientes de regresión

Coefficientes	Estimado
Constante	-18,63
A: tiempo	6,60
B: concentración	19,70
C: sólidos (%)	0,45
AB	- 0,192
AC	- 0,053
BC	- 0,025

### Modelo ajustado

Los coeficientes de regresión obtenidos dan lugar a la siguiente ecuación del modelo ajustado que describe la recuperación de oro:

$$\%Au = - 18,63 + 6,6A + 19,7B + 0,45C - 0,191667AB - 0,0533AC - 0,025BC$$

Con el modelo ajustado se predice entonces una óptima recuperación de oro del 95,23%, para una pulpa mineral al 35% de sólidos, una concentración de cianuro de sodio de 2,5 g/L y un tiempo de lixiviación de 12 horas.

### Optimización de la variable respuesta

En la tabla 16 se muestran los resultados de recuperación de oro a los diferentes niveles y parámetros estudiados, incluyendo los valores óptimos obtenidos mediante el modelo ajustado arrojado por el programa estadístico empleado.

Tabla 16. Parámetros óptimos obtenidos para la cianuración del concentrado sulfuroso estudiado

Parámetros y recuperación de oro en las pruebas de cianuración				
Nivel	Bajo	Medio	Alto	Óptimo
Sólidos (%)	35	40	45	35
[NaCN] (g/L)	1,5	2,0	2,5	2,5
Tiempo (h)	6,0	9,0	12	12
Au (%)	52,03	73,52	93,19	95,23

## ■ Conclusiones

Por medio de las técnicas DRX, FRX y la observación macroscópica, se determinó que el mineral estudiado está constituido en mayor proporción por cuarzo ( $\text{SiO}_2$ ), asociado con materia carbonosa; en menor proporción por arcillas, silicatos, hematita ( $\text{Fe}_2\text{O}_3$ ) y sulfuros, principalmente pirita ( $\text{FeS}_2$ ) y arseniopirita ( $\text{FeAsS}$ ), en muy baja proporción por esfalerita ( $\text{ZnS}$ ) y galena ( $\text{PbS}$ ). No se observó ni detectó presencia de oro libre. El oro está asociado principalmente a la pirita y en menor proporción a la esfalerita y la galena.

Los tenores de Au y Ag en el mineral de cabeza de mina determinados por ensayo al fuego son del orden de 18 g/t y 57,75 g/t, respectivamente.

El análisis del contenido de Au por fracciones granulométricas en el mineral de cabeza de mina reportó que el 73% del Au ocurre en los mayores tamaños de partícula, los cuales corresponden +80 +140 mallas (+180+106  $\mu\text{m}$ ); por lo anterior, se molió el mineral para obtener un producto en el rango de tamaño de +40 +140 mallas (+425+106  $\mu\text{m}$ ), que es el tamaño conveniente para la concentración gravimétrica en mesa Wilfley.

En la concentración con el uso de la mesa Wilfley se recuperó un concentrado sulfuroso con tamaño de partícula entre +80 +140 mallas Tyler y los tamaños finos de los mixtos y colas entre -140 +270 mallas (-106+53  $\mu\text{m}$ ), que presentaron un contenido de Au importante (27%), se concentraron por flotación.

Mediante la concentración por mesa y flotación se logró eliminar gran parte del material carbonoso presente en el mineral, obteniéndose un concentrado sulfuroso enriquecido en 2,3 veces de Au, lo que permitió pasar de un tenor de 18 g/t a 41 g/t, material que se estudió aplicando el diseño experimental en las pruebas de cianuración en botella rotatoria.

Los agentes usados como pasivantes y oxidantes del carbón en la lixiviación del concentrado sulfuroso con materia carbonosa no causaron el efecto esperado sobre este último. Sin embargo, se observó que influyeron en la disolución del oro disminuyéndose la recuperación de Au, lo cual se corroboró al realizar una comparación con el ensayo en blanco, de acuerdo con los resultados obtenidos y que se aprecian en la tabla 12.

Mediante el diseño experimental factorial  $2^k$  aplicado en las pruebas de cianuración en botella rotatoria del concentrado sulfuroso estudiado, se determinó que para una pulpa de mineral al 35% de sólidos,  $[\text{NaCN}]$  de 2,5 g/L y un tiempo de lixiviación de 12 horas, puede lograrse en promedio una máxima recuperación de oro del 93,65%, valor muy próximo al dato óptimo predicho de 95,23% con el uso del modelo ajustado obtenido para una pulpa de mineral bajo los mismos parámetros.

Se considera que trabajos de investigación de este tipo son de gran importancia para los futuros profesionales de Ingeniería Metalúrgica y Materiales de la Universidad de Antioquia, porque les posibilita adquirir conocimientos y el desarrollo de habilidades que son considerados de gran ayuda para confrontar y resolver problemas potenciales en el campo laboral.

## ■ Agradecimientos

Los autores expresan sus agradecimientos a la Secretaría de Minas de la Gobernación de Antioquia por la cofinanciación del proyecto, a los profesores, directores y técnicos del laboratorio de mineralogía y demás laboratorios de análisis de la Universidad de Antioquia por su colaboración durante el desarrollo de este proyecto de investigación.

## ■ Referencias

- Alp, I., Celep, O., Paktunç, D., & Thibault, Y. (2014). Influence of potassium hydroxide pretreatment on the extraction of gold and silver from a refractory ore. *Hydrometallurgy*, 146, 64-71.
- Azañero, A., Núñez Jara, P.A., Aramburú Rojas, V. S., León Delgado, E. F., Quiñones Lavado, L. J., Cabrera Sandoval, M., ... Alarcón Guizado, J. N. (2009). Factores que afectan la selección del proceso metalúrgico para beneficiar minerales complejos de oro. *Revista del Instituto de Investigaciones FIGMMG*, 12(24), 49-55.
- Chavarriaga, J., & Restrepo, J. (2014). *Estudio estadístico de la lixiviación con cianuro como proceso alternativo a la amalgamación y valoración del ambiente laboral de una muestra de entables y compras de oro del municipio de Remedios Antioquia*. Medellín, Colombia: Universidad de Antioquia, 45-48.
- Guo, Y., Guo, X., Wu, H., Li, S., Wang, G., Liu, X., ... & Wang, D. (2017). A novel bio-oxidation and two-step thiourea leaching method applied to a refractory gold concentrate. *Hydrometallurgy*, 171, 213-221.

- Iglesias, N., Carranza, F., & Palencia, I. (1998). La biolixiviación como pretratamiento de menas auríferas refractarias en matriz de sulfuros. *Revista Metal*, 34(1), 29-38.
- Muravyov, M., & Bulaev, A. (2013). Two-step oxidation of a refractory gold-bearing sulfidic concentrate and the effect of organic nutrients on its biooxidation. *Minerals Engineering*, 45, 108-114.
- Oraby, E., & Eksteen, J. (2015). Gold leaching in cyanide-starved copper solutions in the presence of glycine. *Hydrometallurgy*, 156, 81-88.
- Salinas, E., Rivera, I., Carrillo, F. R., Patiño, F., Hernández, J., & Hernández, L. E. (2004). Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. *Journal of the Mexican Chemical Society*, 48(4), 315-320.
- Santamaría Roncancio, J. I., Torres Gómez, R. J., Parra Pinilla, M., & Ortiz Otálora, C. A. (2013). Comparación de cianuro y tiourea como agentes lixiviantes de un mineral aurífero colombiano. *Revista Facultad de Ingeniería, UPTC*, 22(34), 97-103.
- Teague, A. J., Van Deventer, J. S. J., & Swaminathan, C. (1999). A conceptual model for gold flotation. *Minerals Engineering*, 12(9), 1001-1019.
- Tremolada, J. (2011). *Caracterización, influencia y tratamiento de arcillas en procesos de cianuración en pilas*. España: Departamento de Explotación y Prospección de Minas, Universidad de Oviedo, 19-23.
- 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.
- Yáñez Traslaviña, J. J., García Páez, I. H., Pedraza Rosas, J. E., & Laverde Cataño, D. (2005). Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar-Colombia), para la selección de los procesos de extracción. *Dyna*, 72(145), 22-35.