



Caracterización y modelamiento estadístico del proceso de cianuración de un mineral filoliano del municipio de andes, como alternativa al proceso de amalgamación

Gilberto José Herrera Herrera

Trabajo de grado presentado para optar al título de Ingeniero de Materiales

Asesor

Jairo Antonio Ruiz Córdoba, Magíster (MSc) en Ingeniería Metalúrgica

Universidad de Antioquia
Facultad de Ingeniería
Ingeniería de Materiales
Medellín, Antioquia, Colombia
2022

Cita	Herrera Herrera [1]
Referencia Estilo IEEE (2020)	[1] G.J. Herrera, “Caracterización y modelamiento estadístico del proceso de cianuración de un mineral filoliano del municipio de andes, como alternativa al proceso de amalgamación”, Trabajo de grado profesional, Ingeniería de Materiales, Universidad de Antioquia, Medellín, Antioquia, Colombia, 2022.



Grupo de Investigación Materiales Preciosos (MAPRE).



Biblioteca Carlos Gaviria Díaz

Repositorio Institucional: <http://bibliotecadigital.udea.edu.co>

Universidad de Antioquia - www.udea.edu.co

Rector: John Jairo Arboleda Céspedes.

Decano/Director: Jesús Francisco Vargas Bonilla.

Jefe departamento: Francisco Javier Herrera Builes.

El contenido de esta obra corresponde al derecho de expresión de los autores y no compromete el pensamiento institucional de la Universidad de Antioquia ni desata su responsabilidad frente a terceros. Los autores asumen la responsabilidad por los derechos de autor y conexos.

Agradecimientos

Quiero expresar mis más profundos agradecimientos a: los profesores y directores de mi trabajo de grado, Jairo Ruiz Córdoba y William Bolívar García, por compartir sus grandes conocimientos, por guiarme y por apoyarme en la corrección y asesoramiento en todas las etapas de la elaboración de mi proyecto de práctica académica.

A mis padres Gilberena María Herrera Muñoz y José Gregorio Herrera Arrieta, por aportar todo lo necesario para que pudiese desarrollar de la mejor manera mis estudios. Gracias por todo su amor y apoyo incondicional en cada momento de mi vida.

A la ingeniera Delsy Ospina y Sebastián Mejía quienes fueron parte esencial para llevar a cabo la parte experimental mi trabajo de grado. Gracias infinitas.

Al grupo MAPRE, por brindarme los recursos y ayuda necesaria durante la realización de esta investigación.

A la universidad de Antioquia y sus profesores les agradezco su digna labor, por compartir sus capacidades y conocimientos científicos que me han inculcado valores y sembrando grandes conocimientos que hoy me hacen un mejor ciudadano. De manera especial agradezco también a la Facultad de Ingeniería y al Departamento de Ingeniería de materiales, por construir los conocimientos para mi vida profesional.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN.....	11
ABSTRACT	12
I. INTRODUCCIÓN	13
A. Municipio de Andes	16
B. El oro	16
1) Generalidades	16
C. Minerales de oro	18
1) Clasificación de los minerales de oro	18
a) Oro libre	19
b) Oro combinado	19
c) Oro asociado.....	20
d) Sulfuro de hierro.....	22
e) Sulfuro de Arsénico y Antimonio	22
f) Sulfuro de Cobre	22
g) Otros sulfuros	22
h) Óxidos de Hierro	22
i) Minerales Carbonáceos y Grafíticos	23
D. El mercurio	24
1) Toxicidad del mercurio.....	24
2) Efectos del mercurio en la salud.....	24
3) Amalgamación.....	25
E. Conminución de minerales	26
1) Trituración	26

2) Molienda.....	26
F. Concentración de minerales.....	27
1) Criterio de concentración (CC).....	27
2) Índices metalúrgicos de concentración.....	28
a) Índices que relacionan calidad	29
b) Recuperación. (R).....	29
c) Razón de enriquecimiento (R_E)	30
d) Índices que relacionan capacidad.....	30
e) Razón de concentración (R_c)	30
3) Concentración gravimétrica.....	30
a) Mesa vibratoria (mesa wilfley)	31
4) Concentración por flotación	32
G. Ensayo al fuego.....	33
1) Reactivos para ensayo al fuego	34
a) Litargirio.....	34
b) Sílice.....	34
c) Bórax	34
d) Carbonato de sodio.....	35
e) Agente reductor	35
f) Agente oxidante.....	35
H. El cianuro.....	35
I. Lixiviación con cianuro.....	36
1) Cinética de la cianuración del oro	36
2) Parámetros importantes en cianuración.....	37
a) Concentración de cianuro.....	37

b)	Efecto de la temperatura.....	38
c)	Área superficial del oro	39
d)	Efecto de la velocidad de agitación.....	39
e)	Concentración de oxígeno.....	39
f)	Efecto del pH.....	40
g)	Efecto del tamaño de partícula	41
J)	Cianuración en botella.....	41
K)	Neutralización o detoxificación del cianuro	42
L)	Pretratamiento alcalino	42
II.	METODOLOGÍA	43
A)	Procedencia y estado del mineral.....	43
B)	Preparación y conminución del mineral	43
C)	Caracterización del mineral	44
1)	Caracterización mineralógica	44
a)	Análisis estereoscópico	44
b)	Difracción de rayos X (DRX)	44
2)	Caracterización química	45
a)	Fluorescencia de rayos X (FRX).....	45
3)	Caracterización fisicoquímica	45
a)	Determinación del pH del mineral	45
b)	Determinación de la densidad del mineral	46
c)	Determinación de la velocidad de sedimentación del mineral	46
d)	Determinación de la cantidad de arcillas y finos.....	47
e)	Determinación de sales solubles	47
4)	Caracterización geoquímica	48

a)	Determinación del poder reductor (PR)	48
b)	Ensayo al fuego	49
5)	Caracterización metalúrgica	50
a)	Determinación de la moliendabilidad del mineral	50
b)	Distribución granulométrica del oro	51
c)	Concentración gravimétrica por mesa wilfley	51
d)	Concentración por flotación	53
D)	Cianuración convencional	54
E)	Pretratamiento alcalino	55
F)	Diseño experimental estadístico para el proceso de cianuración en botella	55
III.	RESULTADOS Y ANÁLISIS	56
A)	Caracterización del mineral de estudio	56
1)	Caracterización mineralógica	56
a)	Caracterización macroscópica	56
a)	Resultados de análisis estereoscópico	57
b)	Difracción de Rayos X (DRX)	58
c)	Fluorescencia de rayos X (FRX)	59
2)	Caracterización geoquímica	60
a)	Determinación del poder reductor del mineral (PR)	60
b)	Determinación de oro y plata al mineral de cabeza por ensayo al fuego	61
3)	Caracterización fisicoquímica	62
a)	Contenido de arcillas y finos	62
b)	Densidad	63
c)	Sales solubles	63
d)	Velocidad de sedimentación	64

4) Caracterización metalúrgica	65
a) Análisis de moliendabilidad	65
b) Valoración de oro y plata por fracciones granulométricas	66
c) Concentración del mineral en mesa vibratoria (mesa wilfley).....	67
d) Concentración del mineral por flotación	68
5) Cianuración.....	69
6) Diseño y análisis estadístico de la lixiviación en botella.....	70
a) Validación del supuesto	71
CONCLUSIONES	78
REFERENCIAS	80

LISTA DE TABLAS

TABLA I.....	18
TABLA II.....	27
TABLA III.....	28
TABLA IV.....	38
TABLA V.....	49
TABLA VI.....	52
TABLA VII.....	53
TABLA VIII.....	54
TABLA IX.....	56
TABLA X.....	58
TABLA XI.....	60
TABLA XII.....	61
TABLA XIII.....	61
TABLA XIV.....	62
TABLA XV.....	62
TABLA XVI.....	63
TABLA XVII.....	65
TABLA XVIII.....	67
TABLA XIX.....	67
TABLA XX.....	68
TABLA XXI.....	69
TABLA XXII.....	69
TABLA XXIII.....	70
TABLA XXIV.....	70
TABLA XXV.....	71
TABLA XXVI.....	71
TABLA XXVII.....	74
TABLA XXVIII.....	75
TABLA XXIX.....	75

LISTA DE FIGURAS

Fig. 1. Ubicación del municipio de Andes en el departamento de Antioquia.	16
Fig. 2. Clasificación de minerales auríferos.	19
Fig. 3. Diferentes tipos de asociación de oro con sulfuros minerales.	21
Fig. 4. Minerales refractarios de oro.	23
Fig. 5. Proceso de amalgamación en el beneficio del oro.	25
Fig. 6. Mesa Wilfley.	32
Fig. 7. Celda de flotación.	33
Fig. 8. Efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución del oro.	39
Fig. 9. Curva de disolución de oro a diferentes presiones de oxígeno (aire) y a temperaturas de 18°C y 50°C al 1% de KCN.	40
Fig. 10. Equilibrio entre HCN y CN ⁻ en función del pH.	41
Fig. 11. Eficiencia Vs tamaño de partícula (µm) para diferentes procesos de concentración.	52
Fig. 12. Mineral de estudio en estado de entrega.	57
Fig. 13. Especies minerales identificadas en el microscopio estereoscópico.	58
Fig. 14. Espectro de difracción de rayos X para la muestra en estado de entrega.	59
Fig. 15. Prueba de sales solubles.	64
Fig. 16. Velocidad de sedimentación.	65
Fig. 17. Curva de moliendabilidad.	66
Fig. 18. Curva de aleatoriedad.	72
Fig. 19. Curva de normalidad.	72
Fig. 20. Curva de homocedasticidad.	73
Fig. 21. Grupos y rangos.	76
Fig. 22. Caja de bigotes.	76
Fig. 23. Efecto de la concentración de cianuro sobre el porcentaje de recuperación del oro.	77
Fig. 24. Efecto del tiempo de cianuración sobre el porcentaje de recuperación del oro.	77

RESUMEN

En el presente trabajo de investigación se logró una caracterización integral de un mineral proveniente de un entable minero, ubicado en el municipio de Andes, suroeste del departamento de Antioquia. Inicialmente fue necesario realizar una caracterización completa (mineralógica, geoquímica, fisicoquímica y metalúrgica) para determinar la mejor ruta de trabajo y tratamiento del mineral. Para la caracterización mineralógica se realizaron pruebas de fluorescencia de rayos x (FRX) y difracción de rayos x (DRX), donde se evidenció la presencia de sulfuros refractarios que causan bajas recuperaciones de oro en el proceso de lixiviación con cianuro. Por otro lado, en la caracterización geoquímica se hicieron ensayos al fuego para determinar el tenor inicial y tenores del mineral en diferentes etapas del proceso. También se evaluaron importantes variables fisicoquímicas de la muestra en estudio, tales como: densidad, velocidad de sedimentación, sales solubles y pH. Además, se presenta una metodología de trabajo donde se detallan las buenas prácticas de extracción de los metales preciosos (Au y Ag) que contribuyen al reemplazo de la amalgamación por procesos alternos sin mercurio; como la concentración gravimétrica del mineral valioso por mesa concentradora wilfley y la cianuración del concentrado obtenido.

La concentración de los sulfuros se hizo gravimétricamente utilizando mesa wilfley y por flotación, con el objetivo de enriquecer los valores preciosos asociados al mineral, aumentando así el tenor inicial de la muestra.

Adicionalmente se realizaron lavados o ataques al mineral con una solución al 4% de hidróxido de sodio permitiendo aumentar la recuperación de oro en el proceso de cianuración, pasando de un 43 % hasta recuperaciones de un 80 %.

Se estudió el comportamiento y la respuesta del mineral frente a un proceso de cianuración por agitación en botella como alternativa a la amalgamación. Los ensayos de cianuración se hicieron bajo un diseño estadístico de experimentos (Diseño por bloques completos aleatorizados), donde fueron consideradas variables como el tiempo de lixiviación y concentración de cianuro, logrando recuperaciones de oro de hasta un 80 % en un tiempo de 6 horas de lixiviación.

Palabras clave — Mineral sulfuroso, concentración gravimétrica, cianuración en botella, diseño experimental, modelamiento estadístico, oro.

ABSTRACT

In the present research work, an integral characterization of a mineral from a mining farm, located in the municipality of Andes, southwest of the department of Antioquia, was perfected. Initially, it was necessary to carry out a complete characterization (mineralogical, geochemical, physicochemical and metallurgical) to determine the best work route and mineral treatment. For the mineralogical characterization, x-ray fluorescence (XRF) and x-ray diffraction (XRD) tests were performed, where the presence of refractory sulfides that caused low gold recoveries in the cyanide leaching process was evidenced. On the other hand, in the geochemical characterization, fire tests were carried out to determine the initial content and mineral content at different stages of the process. Important physicochemical variables of the sample under study were also evaluated, such as: density, sedimentation rate, soluble salts and pH. In addition, a work methodology is presented detailing the good extraction practices for precious metals (Au and Ag) that contribute to the replacement of amalgamation by alternate processes without mercury; as the gravimetric concentration of the valuable mineral by Wilfley concentrator table and the cyanidation of the obtained concentrate.

The concentration of the sulfides was done gravimetrically using a Wilfley table and by flotation, with the aim of enriching the precious values associated with the mineral, thus increasing the initial content of the sample.

Additionally, the ore was washed or attacked with a 4% sodium hydroxide solution, increasing the recovery of gold in the cyanidation process, going from 43% to recoveries of 80%.

The behavior and response of the mineral to a cyanidation process by confusion in the bottle as an alternative to amalgamation was considered. The cyanidation tests were carried out under a statistical design of experiments (randomized complete block design), where variables such as leaching time and cyanide concentration were considered, achieving gold recoveries of up to 80% in a time of 6 hours. leaching

Keywords: Sulphide ore, gravimetric concentration, bottle cyanidation, experimental design, statistical modeling, gold.

I. INTRODUCCIÓN

La extracción de oro por parte de mineros artesanales de diferentes sitios rurales de Colombia, es la única forma de empleo y sustento para sus familias, la minería artesanal se ha venido desarrollando sin asistencia técnica, haciendo de éste un proceso muy rudimentario que ha estado generando enormes impactos ambientales y de salud. Graves problemas ambientales y de salud en los seres humanos se deben a la contaminación con mercurio en el ambiente y en general al producto de los procesos de amalgamación del oro en la minería artesanal y a pequeña escala. La toxicidad del mercurio depende de la fase química en la que se encuentre. El metilmercurio es una de estas fases que presenta gran toxicidad por su gran capacidad de bio-acumulación en los seres vivos, lo que conlleva a causar afectaciones en el sistema nervioso, cardiovascular, problemas cerebrales y puede ser cancerígeno [1].

Se estima que en la minería artesanal y a pequeña escala se libera entre 640 y 1350 toneladas de mercurio al medio ambiente por año, donde un 35% de este total es desprendida hacia la atmósfera, y el porcentaje restante se acumula en ríos, lagos, suelos, relaves etc [2]. Según [3], Colombia es el mayor contaminante con mercurio per capital del mundo como producto de tal actividad. Investigaciones han reportado que en Colombia en el año 2009 se importaron de forma legal 130 toneladas de mercurio, donde gran parte se destinaron para minería artesanal del oro [3]. Por tal razón, el gobierno colombiano promulgó la Ley 1658 del 15 de julio de 2013 que prohíbe el uso del mercurio en la minería a partir del 15 de julio de 2018 [4].

Dado que dicha ley actualmente se encuentra vigente es imperativo capacitar, acompañar y asesorar a la pequeña minería para no seguir contaminando suelos, fuentes hídricas y la atmósfera con este metal. Es de resaltar que entidades como la Universidad de Antioquia (Grupo MAPRE), Alcaldía de Andes, Corantioquia y la gobernación de Antioquia vienen adelantando programas para hacer de Andes un municipio “Cero Mercurio” a través de capacitaciones en buenas prácticas mineras a la comunidad. Es fundamental seguir desarrollando programas y proyectos de buenas prácticas en la pequeña minería de dicho municipio, afianzando una cultura minera sin el uso del mercurio para beneficiar el oro.

En este estudio se realizó una caracterización mineralógica, geoquímica, fisicoquímica y metalúrgica para la implementación de un proceso de cianuración a escala de laboratorio y se ejecutó un diseño estadístico de experimentos para el proceso de cianuración en botella, ello para determinar los valores de las variables para la mayor recuperación de oro de un mineral de veta, extraído de la mina ubicada en el municipio de Andes Antioquia. También, se busca dar alternativas a la minería artesanal para remplazar la amalgamación por procesos de cianuración que tienen un menor impacto ambiental y por ende sobre la salud de las demás personas, siempre y cuando se controlen todas las variables de la cianuración y se haga un riguroso proceso de detoxificación y neutralización de las soluciones y sólidos de descarte.

II. OBJETIVOS

A. Objetivo general

Identificar integralmente las características de un mineral aurífero del municipio de Andes Antioquia y establecer las condiciones óptimas mediante análisis estadístico del proceso de lixiviación con cianuro, con el propósito de obtener una alta recuperación del oro y disminuir el impacto ambiental.

B. Objetivos específicos

- Determinar las características mineralógicas, fisicoquímicas y metalúrgicas de un mineral procedente del municipio de Andes Antioquia.
- Obtener los parámetros óptimos en el proceso de cianuración por agitación mediante un diseño estadístico experimental.
- Determinar los parámetros e índices metalúrgicos de operación y seleccionar el método más adecuado de concentración del mineral por mesa vibratoria o flotación.
- Obtener la apertura de la matriz del mineral mediante pretratamientos con hidróxido de sodio antes del proceso de cianuración, con el fin lograr una mayor recuperación de oro.

III. MARCO TEÓRICO

A. Municipio de Andes

El municipio de Andes está ubicado en el sureste antioqueño, a 117 kilómetros de distancia de la ciudad de Medellín, se encuentra a 1300 metros sobre el nivel del mar, con una temperatura promedio de 21° C. El área municipal es de 403,42 km² y limita por el norte con los municipios de Betania, Hispania y Pueblo Rico, por el este limita con Jericó y Jardín, por el sur con el departamento de Risaralda, municipio de Mistrató, y por el oeste con el departamento de chocó, municipio de Bagadó. Según censo Nacional Poblacional de 2005, la población total de Andes es de 41,591 habitantes, distribuida así: Cabecera municipal 19,176 habitantes y el sector rural 22,415 habitantes [5].

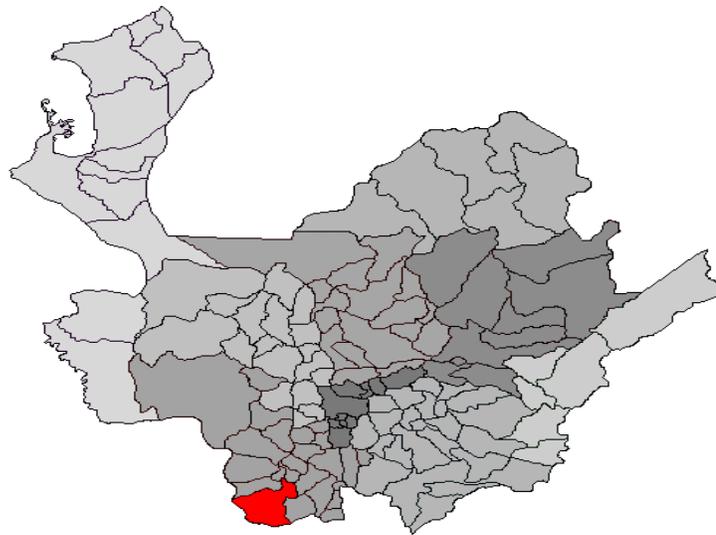


Fig. 1. Ubicación del municipio de Andes en el departamento de Antioquia.

Nota: Fuente [5].

B. El oro

1) Generalidades

Desde la antigüedad hasta nuestros días, el oro ha sido valorado por los humanos por su color dorado y tener una resistencia al deslustre, por lo que se utilizó para objetos especiales como adornos y joyas. En el siglo VIII a.C., se intercambiaron pequeñas barras irregulares de oro impuro como moneda. Incluso actualmente, la mayoría del oro producido se convierte en lingotes de oro que actúan como el estándar para los sistemas monetarios del mundo. Se estima que la cantidad total de oro que existe como metal actualmente es de alrededor de 125,000 toneladas. Si todo este oro pudiera ser recolectado junto, produciría un cubo con un lado de aproximadamente 18,6 m [6].

El oro es un elemento que presenta una elevada densidad y solo es sobrepasado por el platino, osmio y el iridio. Este metal presenta una gran ductilidad y maleabilidad, lo que hace que se puedan fabricar hilos y placas muy delgadas. Se estima que con una tonelada de oro se podría fabricar un hilo con una longitud de dos veces la distancia entre la tierra y la luna [7]. El oro no se oxida, ni sufre corrosiones por factores ambientales como el aire o el agua, esto es debido a que su carácter químico es mucho más noble que el resto de los metales. La conductividad eléctrica y térmica son otra propiedad importante de dicho metal precioso que solo es superada por la plata, el platino y levemente por el cobre.

Dentro de las principales aplicaciones que se le ha dado al oro se encuentra la joyería, que consumen el 80% de la producción anual de oro. En la industria de las comunicaciones y la electrónica ha tenido gran aplicación por su conductividad eléctrica y térmica, sumado a la capacidad de no presentar oxidación o corrosión. Debido a todas sus propiedades en conjunto también se utiliza en la industria aeroespacial, en odontología, preparación de aleaciones, en instrumentos de gran precisión para medir temperaturas extremas, entre otras aplicaciones especiales [7].

En la tabla I se muestran las principales y más importantes propiedades físicas y químicas del oro.

TABLA I
PRINCIPALES PROPIEDADES FÍSICAS Y QUÍMICAS DEL ORO

Oro (Au)	
Símbolo químico	Au
Número atómico	79
Color	amarillo
Densidad	19,3 g/cm ³
Estado	sólido
Radio atómico	174 pm
Radio covalente	144 pm
Configuración electrónica	[Xe]4f ¹⁴ 5d ¹⁰ 6s ¹
Estructura cristalina	cúbica centrada en las caras
Calor específico	128 J/(K*Kg)
Punto de fusión	1337,33 K
Punto de ebullición	3129 K
Conductividad eléctrica	45,5x10 ⁶ S/m
Conductividad térmica	317 W/(K*m)
Calor de fusión	12,55 kJ/mol
Valencia	1,3
Masa atómica	196,96 g/mol
Electronegatividad	2,4
Estado de oxidación	1
Brillo	metálico
Dureza	2,5-3 (escala de Mohs)

C. Minerales de oro

1) Clasificación de los minerales de oro

Los minerales dentro de un grupo de elementos metálicos, generalmente se clasifican por su composición mineralógica, por su proceso de tratamiento y por su abundancia en la naturaleza. Para el caso de los minerales de oro, su clasificación se ha hecho con base en la estrecha relación existente entre mineralogía y proceso de tratamiento [8]. La figura 2, muestra una forma de

clasificación de los minerales que contienen oro, según la forma en la que se encuentre el metal precioso presente en el mineral.

I)	ORO LIBRE. Placeres (aluviales, eluviales o fluviales)
II)	ORO COMBINADO. Teluros
III)	ORO ASOCIADO CON: <ul style="list-style-type: none">- Sulfuros de hierro (pirita, marcasita y pirrotina)- Sulfuros de arsénico y antimonio (arsenopirita y estibinita)- Sulfuros de cobre (principalmente, calcopirita)- Otros sulfuros (galena y blenda) y sulfosales- Oxidos de hierro- Minerales de uranio- Minerales carbonáceos y grafiticos- Silicatos y carbonatos- Minerales micáceos- Minerales de manganeso

Fig. 2. Clasificación de minerales auríferos.

Nota: Fuente [8]

A continuación se describen cada una de estas clasificaciones [9]:

a) Oro libre

Esta es una de las formas más comunes de encontrar el oro en la naturaleza. Cuando el oro se encuentra de esta forma presenta variaciones en su pureza y granulometría con tamaños de grano que van desde micras hasta centímetros. Se define como “oro libre” o “oro nativo”, a partículas de oro que pueden ser liberadas de la mena mediante algún proceso de molienda. El oro fino generalmente se encuentra en yacimientos de tipo sedimentario e hidrotermales.

b) Oro combinado

Las principales especies de oro combinado son los teluros, conteniendo pequeñas cantidades de otros elementos como antimonio, plomo y mercurio y forman compuestos como: calaverita,

krenesita, silvanita, petzita y hesita. Los compuestos anteriormente mencionados son difíciles de cianurar y, por lo tanto, requieren de ciertos tratamientos previos.

c) Oro asociado

El “oro asociado” se presenta cuando las partículas de oro están unidas a los límites de grano después que se realiza una molienda, pero quedan expuestas a la acción de reactivos, como por ejemplo el cianuro. El “oro encapsulado” es aquel en que las partículas oro están completamente encapsulada dentro de las partículas minerales. El “Oro diseminado” se les denomina a las partículas que están incluidas en sulfuros o diseminadas en la matriz de la mena. En la figura 3, es una representación esquemática de los estados en los que se encuentra el oro. En este grupo se presentan las siguientes agrupaciones:

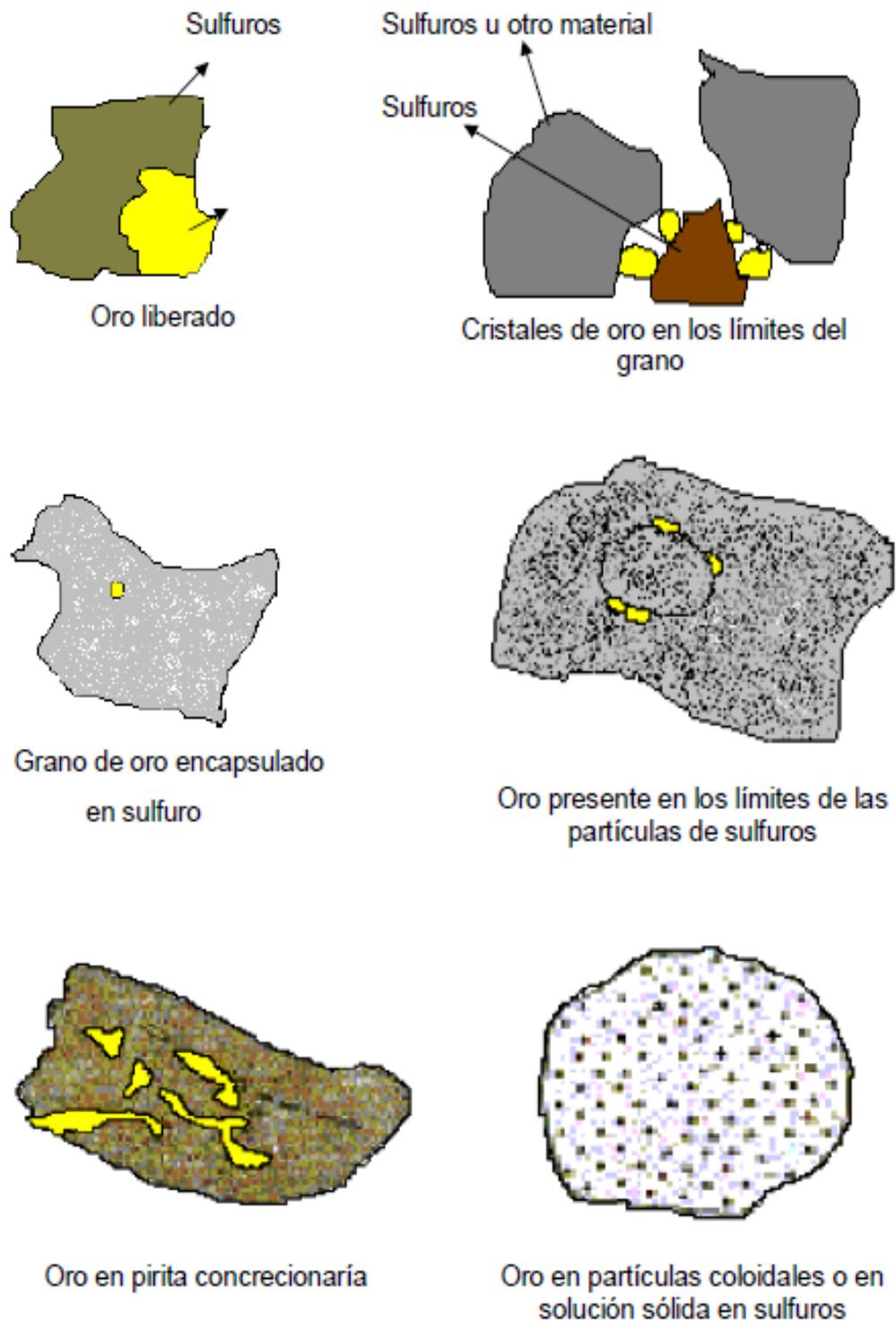


Fig. 3. Diferentes tipos de asociación de oro con sulfuros minerales.

Nota: Fuente [9]

d) Sulfuro de hierro

Dentro de los sulfuros de hierro, la pirita es uno de los minerales más comunes que puede llevar oro asociado. De la formación del yacimiento depende que el oro pueda ser liberado a partículas finas realizando un proceso de molienda, o estar diseminado en la matriz de mineral, haciendo de este un mineral refractario, lo cual trae complicaciones a los procesos de tratamiento normales.

e) Sulfuro de Arsénico y Antimonio

“Normalmente se presentan como especies mixtas de pirita y arsenopirita, donde el oro está asociado a los granos de sulfuro de forma muy fina, a veces menor a una micra, imposible de detectar por los métodos normales de microscopía”.

f) Sulfuro de Cobre

La calcopirita es el sulfuro de cobre, el cual se encuentra asociado comúnmente a pirita y oro muy fino; puede estar incluido en ambas especies minerales. Los minerales de calcopirita contienen oro en el orden de partes por millón.

g) Otros sulfuros

Además, de los sulfuros mencionados anteriormente, existen otros compuestos minerales que suelen tener asociaciones de oro, como: galena, blenda, niquelita, calcosita y covelita.

h) Óxidos de Hierro

La magnetita y otros óxidos de hierro secundarios (hematita, limonita, goethita y jarosita) pueden estar asociados con oro. Es normal que el oro en los óxidos secundarios se encuentre finamente diseminado y recubiertos por finas capas de arcillas. En el tratamiento de estos

minerales, las pérdidas de metal pueden ser debidas más al recubrimiento de las partículas por el material arcilloso que a su grado de liberación.

i) *Minerales Carbonáceos y Grafíticos*

Se conoce como materiales carbonáceos, aquellas menas que contienen carbono, carbón activado o carbón en forma de grafito. La dificultad en el tratamiento de estas menas está en la adsorción de oro disuelto en el material carbonáceo, lo que origina perdidas en el proceso de lixiviación.

Los minerales de oro también se pueden clasificar según su refractariedad o según su baja extracción de oro de sus minerales, como por ejemplo cuando se utiliza un método convencional como la cianuración [10]. Esta clasificación es la mostrada en la figura 4, donde una mayor refractariedad o impedimento para extraer oro por cianuración total corresponde aquellas asociaciones designadas por R1, y una menor refractariedad corresponde a R4 [10].

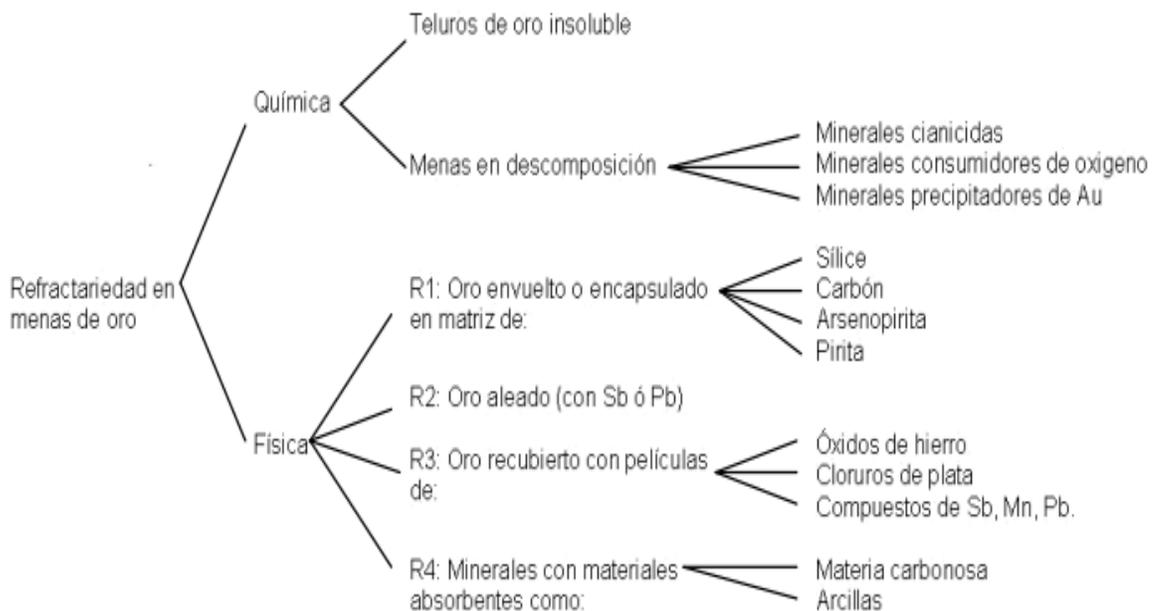


Fig. 4. Minerales refractarios de oro.

Nota: Fuente [10].

D. El mercurio

El mercurio es el elemento metálico de peso atómico 200,61 g/mol; es el único metal en Estado líquido a presión y temperatura ambiente. Este metal es inoxidable con una gravedad específica de 13.6 g/cm³; su punto de fusión es bajo, 357°C, y es un muy buen conductor del calor y de la electricidad; su presión de vapor es de 2×10^{-3} mm de Hg 25°C, por ello cuando el mercurio eleva su temperatura por encima de 40°C, produce vapores corrosivos, tóxicos y más pesados que el aire; adicionalmente, es muy soluble en ácido nítrico concentrado, acetileno, amoníaco y cloro [11]. El mercurio está ubicado en el grupo IIB de la tabla periódica, donde también se encuentran elementos como zinc, cadmio, y el recientemente descubierto en los laboratorios Copérnico, su número atómico es el 80 y era el único metal en dicha época que a temperatura ambiente (25°C) está en estado líquido, los otros dos elementos son el galio y el francio, sin embargo, estos dos elementos no se descubrieron sino hasta 1875 y 1939 respectivamente [12].

1) Toxicidad del mercurio

La toxicidad del mercurio depende de la especie química en el que este se encuentre en el ambiente. La especie química del mercurio influye en su toxicidad, acumulación, distribución en los tejidos (a mayor liposolubilidad, mayor capacidad de traspasar las barreras biológicas) y su biomagnificación. El nivel de toxicidad en seres humanos varía según la forma química, la concentración, y la duración, la vía y la ventana de vulnerabilidad en el momento de la exposición. El mercurio inorgánico es un elemento constitutivo de la tierra. La mayoría de los compuestos inorgánicos de Hg son polvos o cristales blancos. Puede encontrarse en cosméticos, antisépticos, antibacterianos, diuréticos y catárticos, en detonadores de explosivos y pigmentos de pinturas. Cuando el mercurio se combina con carbono se forman los compuestos orgánicos como el EtilHg, DimetilHg, MeHg. Este último es, como ya se mencionó, la forma conocida más tóxica para el ser humano, siendo el pescado y los mariscos las mayores fuentes de exposición en este estado [13].

2) Efectos del mercurio en la salud

El metilmercurio (HgCH_3) y el dimetilmercurio ($\text{Hg}(\text{CH}_3)_2$) son las formas orgánicas más tóxicas que afectan al sistema inmunológico, alteran los sistemas genéticos y enzimáticos y dañan el sistema nervioso, incluyendo la coordinación y los sentidos del tacto, el gusto y la vista.

Las principales manifestaciones por intoxicación con mercurio en el organismo humano son los daños al sistema nervioso, daños cerebrales, daño al ADN y a los cromosomas, reacciones alérgicas, cansancio, dolor de cabeza y defectos de nacimiento y abortos.

3) Amalgamación

La amalgamación consiste en adicionar mercurio a un mineral, ya sea molido o durante el proceso de molienda, para separar todo el oro (y plata) libre de la ganga, formando una aleación Au-Hg. Dicha aleación es producto de las propiedades fisicoquímicas que presenta el mercurio para ligarse rápidamente con el oro y la plata. Esta práctica es muy utilizada en los entables de pequeña minería. La amalgama de oro presenta un aspecto blanco, brillante y de textura viscosa. Cabe destacar, que durante la amalgamación los elementos involucrados no pierden las propiedades que los caracteriza; es decir no existe un cambio en la estructura química de ellos.

En la figura 5, se muestra el proceso de amalgamación hasta obtener una esponja de oro.



Fig. 5. Proceso de amalgamación en el beneficio del oro.

Nota: Fuente [14].

E. Conminución de minerales

Para el tratamiento industrial de rocas y minerales, es necesario practicar una preparación de los mismos y dentro de esa preparación normalmente se requiere efectuar una reducción de tamaño. “Debido a que la mayoría de los minerales se encuentran diseminados e íntimamente ligados con la ganga, ellos tienen que ser primeramente liberados antes de ser separados” [15]. En el proceso de conminución el mineral es sometido a una reducción de tamaño de sus partículas por medio de trituración o molienda. Con la conminución del mineral se obtiene un tamaño de partícula pequeño y uniforme para posteriores procesos de separación.

1) Trituración

En la trituración industrial de minerales se utilizan dos tipos de trituración, primaria y secundaria. La trituración primera es la primera etapa de un circuito de conminución, en el cual por medio de un proceso de compresión y vibración se logra reducir el tamaño de rocas previamente extraídas de la mina. Mientras tanto, la trituración secundaria se realiza seguido a la trituración primaria para seguir reduciendo aún más el tamaño del mineral. En la trituración secundaria se pueden obtener un producto final entre 1 y 2 cm de diámetro. Es importante resaltar que la trituración es un proceso de conminación que se realiza en seco.

2) Molienda

La molienda es la última etapa de un circuito de conminución, en la que las partículas son fracturadas por la combinación de un mecanismo de fractura por impacto y abrasión, hasta llegar a una granulometría deseada. Para un buen proceso de molienda es necesario tener en cuenta variables como la frecuencia de giro del molino, llenado del molino, cantidad y tamaño de cuerpos moledores. La molienda se realiza en cilindros de acero, con cuerpos moledores que pueden ser en forma barras o esferas. Esta etapa de conminación se puede llevar a cabo con el mineral en seco o en húmedo.

F. Concentración de minerales

La concentración de minerales es de uno de procesos más importantes en el beneficio de minerales, una definición es la presentada por [16] “La concentración de minerales es la operación en la cual se eleva el tenor o concentración (en porcentaje) de una mena o mineral determinado”. Una adecuada concentración del mineral permite reducir los costos de extracción al tener que utilizar menos reactivos en el tratamiento del mineral, además que facilita el manejo del mineral de forma eficiente. En la tabla II, se muestran los métodos de concentración más utilizados industrialmente y lo que equipos correspondientes a cada tipo de concentración.

TABLA II
ALGUNOS MÉTODOS DE CONCENTRACIÓN DE MINERALES Y EQUIPOS. FUENTE: AUTOR

Tipo de Concentración	Propiedades de Separación	Equipos Empleados
Gravitacional	Diferencia entre las velocidades de sedimentación de los minerales	Jig, Canalón, Sedimentador, Mesa Vibratoria, Hidrociclón
Flotación Espumante	Hidrofobicidad y/o hidrofilidad del mineral	Celdas de Flotación, Columnas de Flotación
Magnética	Atracción o no, frente a un campo magnético	Separador de Tambor, Separador de Rodillos
Eléctrica	Conductividad eléctrica	Separador Eléctrico de Alta Intensidad

1) Criterio de concentración (CC)

Criterio utilizado para tener una idea del grado de facilidad o dificultad que se puede tener en un proceso de separación entre minerales cuando aplican métodos gravitacionales, sin tener en

cuenta la forma de las partículas minerales a separar. La expresión matemática sugerida por Taggart, es empírica y basada en la experiencia industrial y que es aplicada a la separación de dos minerales en agua [17]. El CC es definido por la expresión:

$$CC = (D_h - D_f) / (D_l - D_f) \quad (1)$$

Donde:

D_h = densidad del mineral pesado.

D_l = densidad del mineral liviano.

D_f = densidad del agua.

En la tabla III, se muestra la relación entre el criterio de concentración y la facilidad de realizar una separación gravitacional.

TABLA III
SIGNIFICADO DEL CRITERIO DE CONCENTRACIÓN. FUENTE:[17]

Criterio de Concentración	Significado
>2,5	Separación eficiente hasta malla 200
2,5-1,75	Separación eficiente hasta malla 100
1,75-1,50	Separación posible hasta malla 10, sin embargo, es difícil
1,50-1,20	Separación posible hasta 1/4", sin embargo, es difícil

2) Índices metalúrgicos de concentración

Los índices metalúrgicos son cálculos numéricos que se hacen con el objetivo de determinar la calidad de los procesos de concentración. Para tener resultados confiables de estos índices es necesario hacer un balance de masas en el mismo proceso de separación para evitar números incoherentes. Los índices metalúrgicos se pueden dividir en dos: índices que proporcionan calidad de la concentración e índices que indican capacidad de los equipos donde se realiza la concentración. Los índices de mayor importancia son: porcentaje de recuperación, razón de enriquecimiento y eficiencia de separación [16].

a) Índices que relacionan calidad

Estos índices brindan información acerca de la calidad de los productos obtenidos, bien sea en la etapa de concentración o globalmente en la planta.

b) Recuperación. (R)

Es la relación que existe en una operación de concentración entre el peso del material útil o de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación. A continuación, se muestra la expresión matemática para calcular el porcentaje de recuperación.

$$\% R = \frac{\text{Peso del metal de interés en el concentrado}}{\text{Peso del metal de interés en el alimento}} \times 100 = \frac{C * t_c}{A * t_a} \times 100 \quad (2)$$

Dónde:

C= Peso del mineral concentrado (kg, g)

A= Masa del mineral alimentado (kg, g)

t_c= Tenor del concentrado (kg/t, g/t)

t_a = Tenor del alimento (kg/t, g/t)

c) *Razón de enriquecimiento (R_E)*

Relación existente entre el tenor del mineral útil en el concentrado respecto al tenor del mismo mineral en la alimentación.

$$Re = \frac{T_c}{T_a} \quad (3)$$

Dónde:

T_c: Tenor del metal en el concentrado (kg/t, g/t)

T_a: Tenor del metal en el alimento (kg/t, g/t)

d) *Índices que relacionan capacidad*

Estos índices brindan la información para el escalonamiento, dimensionamiento y selección de equipos.

e) *Razón de concentración (R_c)*

Es la relación existente entre el flujo másico del concentrado (C), con respecto al flujo másico del alimento (A).

$$RC = \frac{A}{c} \quad (4)$$

Dónde:

C = Peso del concentrado (Kg, g)

A: Peso del alimento (Kg, g)

3) *Concentración gravimétrica*

Se denomina concentración gravimétrica a los métodos de concentración que utilizan la diferencia de densidades de las especies y la fuerza de gravedad para generar una separación. Como lo ratifica [16] “Se denomina concentración gravimétrica a determinados métodos que se utilizan

para separar minerales de diferentes densidades por medio de movimientos vibratorios y la fuerza de la gravedad o fuerza centrífuga. En este tipo de procesos, la separación puede darse en concentrados (minerales muy puros), mixtos (combinación de concentrados y colas) y colas (mineral de poco interés)". Este tipo de concentración es muy utilizado por la pequeña minería ya que se puede ejecutar por medio de equipos de fácil acceso como por ejemplo la batea. Existen varios equipos para aplicar la concentración gravimétrica como son: mesas vibratorias, espirales, jigs, canalones y concentradores de nueva generación como son el Knelson y Falcon. En este proyecto se usó la mesa vibratoria como método de concentración gravimétrico.

a) Mesa vibratoria (mesa wilfley)

Este tipo de mesas separan el material con base a diferencias de densidades. El proceso se lleva a cabo sobre una superficie inclinada, sobre la cual se alimentan pulpas de aproximadamente un 25% en sólidos, los cuales experimentan un movimiento asimétrico (sacudidas), lo que proporciona su desplazamiento en diagonal a lo largo y ancho de la superficie de la mesa. Para un adecuado proceso de concentración con este tipo de mesas es importante tener en cuenta algunos controles de operación, tales como: inclinación de la mesa, punto de alimentación, caudal del agua y densidad de pulpa. En la figura 6 se trata se ejemplificar el funcionamiento de este tipo de mesas concentradoras.

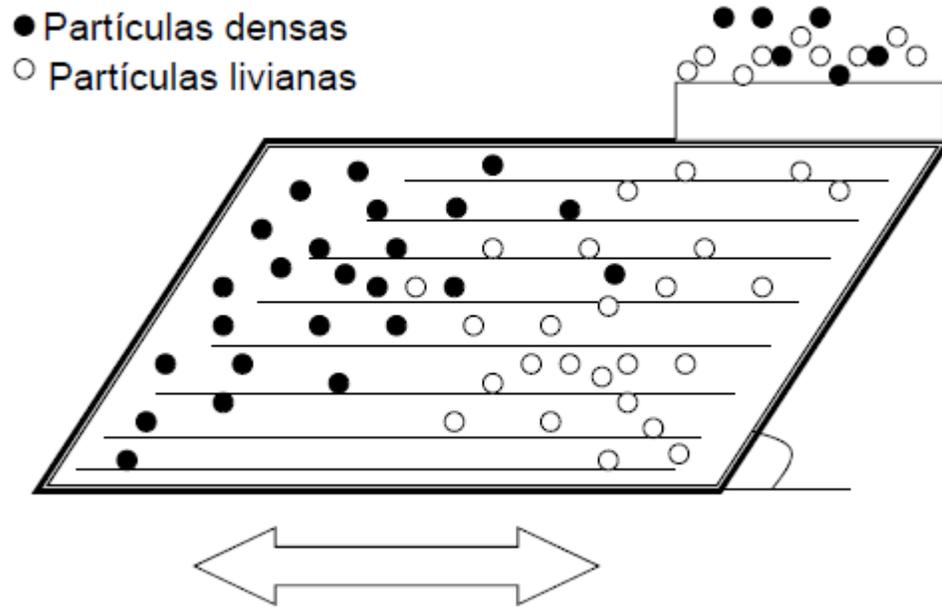


Fig. 6. Mesa Wilfley.

Nota: Fuente [18]

4) *Concentración por flotación*

Es uno de los métodos de concentración de mayor uso en el beneficio de minerales. La flotación se puede definir básicamente como un “método físico-químico para la concentración de partículas minerales suspendidas en agua, que consiste en separar por inyección de aire, partículas sólidas natural o artificialmente hidrofóbicas de homólogas hidrofílicas” [19].

La flotación se lleva a cabo en celdas las cuales contienen agitación mecánica y también inyección de aire, en las celdas se encuentra la pulpa del mineral a tratar. Las partículas minerales naturalmente o artificialmente hidrofóbicas se adhieren a las burbujas de aire las cuales llevan el mineral particulado hasta la superficie de la pulpa, la espuma producida es recolectada para su valoración, ya que estas constituyen los concentrados de flotación. Las partículas que no tienen un carácter hidrofílicas permanecen en el fondo de la celda y constituyen las llamadas colas de flotación [19]. La figura 7 muestra un esquema del proceso de concentración por flotación.

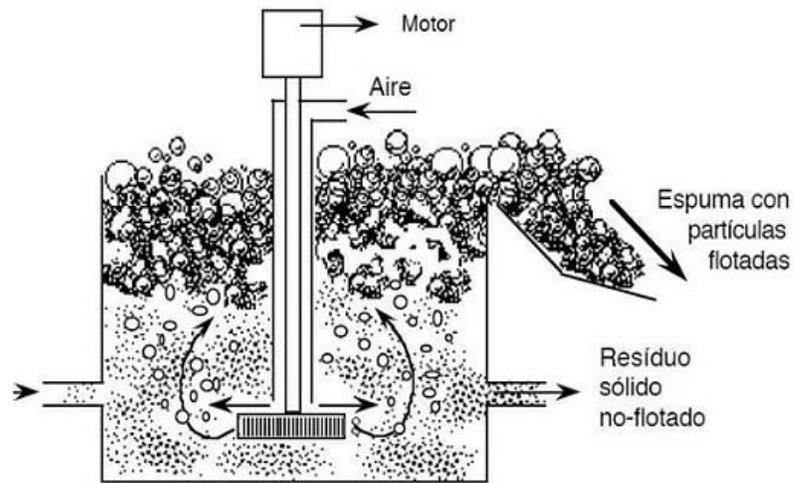


Fig. 7. Celda de flotación.

Nota: Fuente [20]

G. Ensayo al fuego

El ensayo al fuego es un método muy usado dentro de la caracterización geoquímica, ya que permite determinar tenores de metales preciosos. Según [21] “Es un análisis cuantitativo por el cual los metales son determinados en minerales con ayuda de calor y reactivos secos. Este método se aplica principalmente para determinar oro (Au) y plata (Ag)”.

Este análisis geoquímico se realiza a nivel de laboratorio, el cual requiere de quipos básicos como un horno de fusión o mufla, crisoles, payonera o molde de vaciado y pinzas. Para que se dé el proceso de recuperación de los elementos de interés se requiere tener una buena preparación de los reactivos a utilizar para la fundición.

El ensayo al fuego es un proceso en el que los minerales se funden a 950 °C aproximadamente con reactivos que se clasifican como: fundentes básicos, ácidos o neutros, agentes oxidantes, reductores. Luego de la fusión se obtiene un botón de plomo. Posteriormente este botón es oxidado en una copela a una temperatura entre 850°C-900°C, para obtener un doré de

oro y plata, el doré es diluido en una solución de ácido nítrico y agua 3:1 a una temperatura de 70°C con el fin de separar el oro de la plata. El oro resultante se pesa, y a partir de estos pesos finalmente se determinan los tenores de oro y plata contenidos en la muestra de mineral [22].

1) *Reactivos para ensayo al fuego*

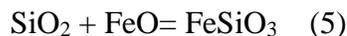
Los reactivos usados para el ensayo al fuego se pueden clasificar como fundentes (ácidos, básicos y neutros) agentes oxidantes y agentes reductores. A continuación, se hará una breve descripción de algunos de ellos [23].

a) *Litargirio*

Es uno de los reactivos más importantes en la fundición, una gran parte de este se reduce a plomo metálico mediante algún reactivo usado como reductor. Una vez convertido en plomo tiene como función coleccionar los metales de gran interés como el oro y la plata. La parte de litargirio que no se reduce a plomo pasa a formar la escoria, en un estado de silicato de plomo.

b) *Sílice*

La sílice actúa principalmente como escorificador del hierro, a través de la siguiente reacción:



La sílice además de reaccionar con el FeO también lo hace con el PbO y Na₂CO₃.

c) *Bórax*

El bórax en estado fundido tiene como función disolver un gran número de óxidos metálicos, tales como: FeO, Al₂O₃, Cr₂O₃ entre otros, y además de eso también logra disolver grandes cantidades de sílice.

d) Carbonato de sodio

Se combina con la sílice del mineral formando silicato de sodio, con desprendimiento de CO₂, de acuerdo con la siguiente reacción:



e) Agente reductor

El agente reductor es una sustancia que lleva a otra sustancia o compuesto de un estado de oxidación mayor a uno menor. Esta disminución en los estados de oxidación de algunos óxidos puede dar como resultado la separación de un metal del oxígeno y quedar en su estado metálico puro. El carbón y la harina son muy utilizados como agente reductor en los ensayos al fuego. En la siguiente reacción se evidencia la reducción del plomo utilizando como agente reductor el carbón.



f) Agente oxidante

Un agente oxidante es una sustancia capaz de oxidar un agente reductor, es decir, existe una ganancia de electrones. De forma más coloquial se refiere al agente oxidante como una sustancia capaz de ceder su oxígeno a otra sustancia, para formar óxidos. El nitrato de potasio (KNO₃) es el reactivo más utilizado en los ensayos al fuego como agente oxidante.

H. El cianuro

El cianuro es un compuesto químico natural o artificial que contiene un triple enlace carbono nitrógeno. Las principales formas de cianuro producidas por el hombre son el cianuro de hidrógeno gaseoso, cianuro sólido de sodio y potasio. Por sus propiedades, el cianuro se utiliza para la fabricación de plásticos, telas sintéticas, herbicidas, fertilizantes y tintes [24]. También es muy utilizado en metalurgia para obtención oro por lixiviación química, en la industria del acero y en

joyería [25]. El cianuro es una sustancia tóxica que puede ser letal si se ingiere o se inhala en cantidades suficientes.

I. Lixiviación con cianuro

La lixiviación con cianuro es un proceso utilizado durante más de un siglo para extraer oro de minerales previamente diseminados. Este proceso es muy reconocido por su simplicidad, selectividad y economía. Es tan efectivo que permite tratar minerales de bajo tenor dejando unas ganancias económicas aceptables. En los procesos de lixiviación con cianuro se manejan concentraciones más altas que los requisitos estequiométricos, debido a las diferentes interferencias que puedan presentar otros metales contenidos en el mineral, diferentes al metal de interés. Como se trata de soluciones tóxicas, es adecuado operar de un modo que el medio ambiente no sufra daños durante o después de los procesos de cianuración. Es importante destacar que la composición mineralógica del mineral condiciona la lixiviación.

1) Cinética de la cianuración del oro

Los primeros estudios de la disolución de oro en soluciones cianuradas diluidas fueron realizados por el sueco Carl Wilhelm Scheele en 1783, pero no fue hasta el siglo XIX donde se estudió la química relacionada con el cianuro y el oro por Faraday, Habashi, Elsner y Elkington Bagration, donde en 1840 Elkington obtuvo una patente por usar soluciones con cianuro de potasio para la recuperación de oro y plata. Elsner fue quien observó que el oxígeno tenía un papel muy importante en el proceso de cianuración [26]. Lo anterior se puede ver en la siguiente ecuación utilizando cianuro de sodio para lixiviación:

Ecuación de Elsner:



Como puede notarse el oxígeno es parte integral de la reacción, por lo cual es sumamente necesario para la disolución del oro.

En 1966-1967 Habashi demostró la naturaleza electroquímica del proceso de cianuración durante la realización de estudios cinéticos y encontró que la disolución de oro y plata sigue la reacción que se muestra a continuación:

Ecuación de Habashi:



En la ecuación de Habashi se evidencia la utilización de cianuro de sodio como agente oxidante, produciendo una oxidación del oro Au^0 a Au^+ , entrando a formar el complejo con el cianuro de sodio $\text{NaAu}(\text{CN})_2$ [26].

La disolución de plata también puede representarse por las ecuaciones anteriormente mencionadas.

Dichas reacciones se pueden dar con facilidad si se tienen en cuenta el manejo de algunos parámetros que pueden afectar la disolución de oro y plata.

2) *Parámetros importantes en cianuración*

El proceso de cianuración de minerales está influenciado por un conjunto de variables que deben ser vigiladas para un adecuado control de la disolución de oro y plata. La concentración de cianuro, concentración de oxígeno, pH, temperatura, velocidad de agitación y área superficial del oro, son los parámetros a discutir.

a) *Concentración de cianuro*

La disolución de oro aumenta linealmente con el incremento de la concentración de cianuro hasta un valor máximo, en el cual altas concentraciones de cianuro no causan un aumento en la

disolución de oro. Esto es debido a un incremento del valor de pH en la solución, como producto de la hidrólisis del ion cianuro [26]. En la siguiente ecuación se muestra la reacción.



En la tabla 4, se muestran los valores de pH a diferentes concentraciones de cianuro de potasio, donde se observa que la tasa de disolución es disminuida por el aumento del pH en la solución.

TABLA IV
RELACIÓN ENTRE EL PH Y CONCENTRACIÓN DE CIANURO. FUENTE:[26].

KCN (%)	pH
0,01	10,16
0,02	10,31
0,05	10,4
0,1	10,51
0,15	10,66
0,2	10,81

b) Efecto de la temperatura

Al aumentar la temperatura se incrementa la disolución de oro, hasta llegar a un valor de temperatura donde ésta no cause una disminución del contenido de oxígeno en la solución. Por tanto, habrá una temperatura óptima para una máxima disolución de oro. Dicho máximo de temperatura se estableció para un valor de 85 °C [26].

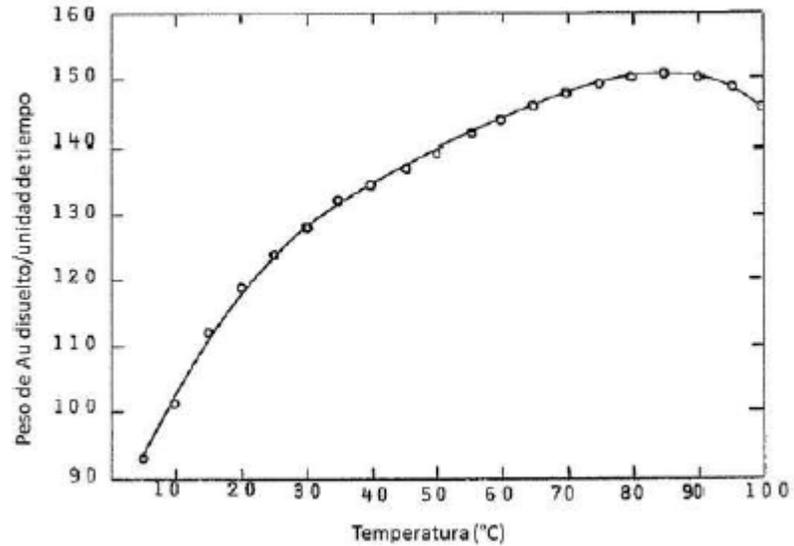


Fig. 8. Efecto de la temperatura sobre la velocidad de disolución del oro.

Nota: Fuente [27].

c) Área superficial del oro

“La tasa de disolución es directamente proporcional con el área superficial disponible y otros factores de partícula. El área superficial disponible está relacionada con el tamaño de partícula.” [28].

d) Efecto de la velocidad de agitación

La velocidad de agitación tiene un efecto principalmente en los procesos difusivos. Al aumentar la agitación de la solución se incrementa la tasa de disolución de oro y plata. Esto se debe esencialmente a la disminución de la capa límite del fluido que rodea a las partículas [26].

e) Concentración de oxígeno

Como se había mencionado anteriormente, a bajas concentraciones de cianuro, la velocidad de disolución dependen únicamente de la concentración de cianuro; mientras que a concentraciones elevadas la disolución de oro depende principalmente de la presión de oxígeno [26]. Esto se debe

a que se necesita de dicho elemento para realizar la reacción de sustitución y formar hidróxido de sodio con la ayuda del agua y el cianuro de sodio. Esto se puede evidenciar en la reacción de Elsner estudiada anteriormente. En la figura 9, se aprecia que la tasa de lixiviación es mayor cuando se trabaja a presiones de aire mayores, y el mayor porcentaje de oro disuelto por hora se presenta cuando se tiene una temperatura mayor (50 °C).

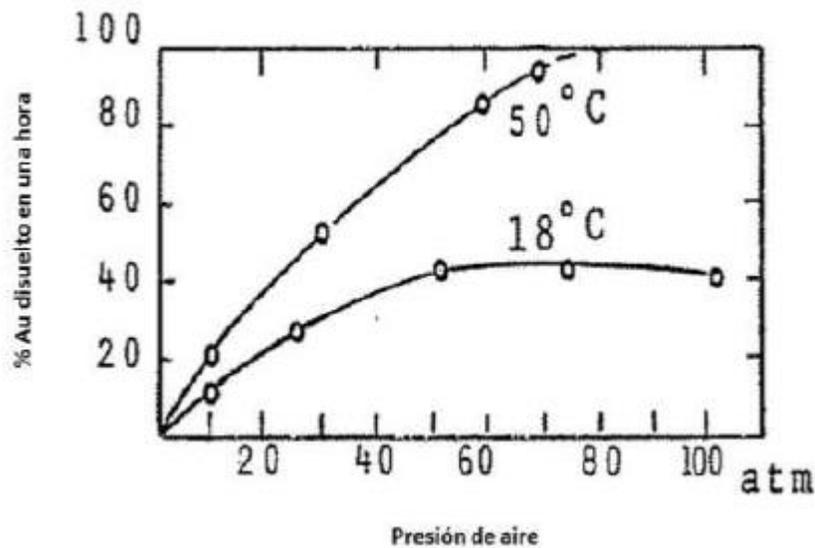


Fig. 9. Curva de disolución de oro a diferentes presiones de oxígeno (aire) y a temperaturas de 18°C y 50°C al 1% de KCN.

Nota: Fuente [29].

f) Efecto del pH

Para la disolución de oro con cianuro se utiliza un pH entre 10,5-11,5 (básico) esto se hace para evitar la formación de ácido cianhídrico (HCN^-) compuesto que puede ser letal para las personas que manejan el proceso. Varios estudios han logrado determinar que la disolución de oro disminuye cuando el pH se encuentra por encima de 11,5 [30]. Por lo tanto, la alcalinidad debe ser cuidadosamente controlada por motivos de toxicidad y recuperación. Los valores de pH se pueden controlar fácilmente utilizando óxido de calcio (CaO), es uno de los compuestos más ampliamente usados para esta función. En la figura 10 se muestra gráficamente, el equilibrio entre el ácido cianhídrico (HCN) y el ion cianuro (CN^-) en función del pH.

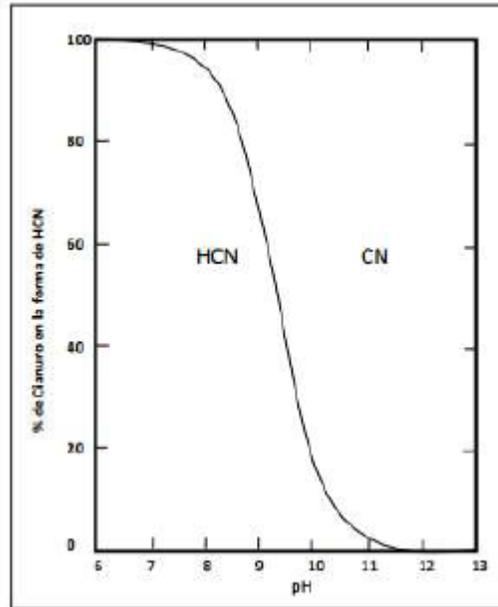


Fig. 10. Equilibrio entre HCN y CN⁻ en función del pH.

Nota: Fuente [30]

g) Efecto del tamaño de partícula

El tamaño de partícula del mineral a cianurar es de suma importancia para que se dé una adecuada reacción del cianuro y el oro, esto es debido a que el oro encapsulado en mineral articulado no reaccionara con el cianuro y por ende no se extraerá del mineral concentrado. Un particulado fino permite que haya una mayor área superficial con el que el cianuro pueda reaccionar sin tener que penetrar en el mineral para llegar al oro, disminuyendo por ende las cantidades de cianuro a utilizar. Además, el tener el oro libre en suspensión con el resto de las partículas permite que la reacción se dé en un tiempo menor, disminuyendo así los costos de producción por horas de trabajo.

J) Cianuración en botella

Es un ensayo experimental utilizado a nivel de laboratorio con el propósito de estudiar la respuesta de un mineral al proceso de cianuración. Consiste en introducir la muestra del mineral de tenor conocido en botellas o recipientes cilíndricos plásticos conteniendo una solución acuosa de cianuro de sodio y cal, siendo sometidos a agitación sobre rodillos durante diferentes tiempos con

el fin de evaluar su comportamiento. Al término del ensayo se tienen datos para realizar un análisis sobre: la variación de pH, el consumo de reactivos, porcentaje de disolución de oro. Todo ello para establecer las condiciones de operación más adecuadas para obtener la máxima recuperación de oro.

Estas pruebas realizadas en botellas se conocen como “un procedimiento estandarizado que permite determinar la lixiviabilidad de diferentes minerales, bajo ciertas condiciones de granulometría, relación sólido/líquido y concentración de compuestos de cianuro que actúan como agentes lixiviantes y más importante aún, se puede tener información sobre el tiempo necesario para alcanzar la máxima recuperación del metal precioso” [31].

K) Neutralización o detoxificación del cianuro

Debido a la alta toxicidad del cianuro, se desea el control y la remediación del agua contaminada con cianuro para devolverla sin que causen contaminación a los ecosistemas. El agua contaminada con cianuro generalmente se trata por procesos como destrucción por oxidación química, cloración alcalina u oxidación biológica [32]. Estas técnicas son gran efectivas para el cianuro (HCN , CN^-) y el cianuro que está débilmente unidos a los metales [33].

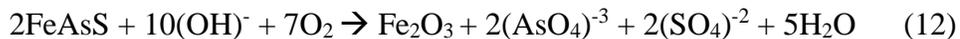
Dentro de los métodos de degradación química más utilizados industrialmente se encuentra la oxidación con peróxido de hidrogeno (H_2O_2), debido a que tal compuesto es de fácil obtención, económico y amigable con el medio ambiente. En la siguiente reacción se muestra el proceso de oxidación del ion cianuro.



L) Pretratamiento alcalino

Los minerales de oro que presentan refractariedad (minerales que presentan bajas recuperaciones de oro) como la arsenopirita, pirrotina o estibina, no responden a una cianuración directa; por lo tanto, a dichos minerales se les debe realizar un pretratamiento antes de la

cianuración para lograr la liberación del oro y la plata contenidos en la matriz de estos minerales [34]. Este pretratamiento químico busca oxidar y eliminar los compuestos refractarios mediante de la adición de un reactivo químico alcalino. Para facilitar la cinética de las reacciones y, por tanto, un mejor pretratamiento, se debe hacer una molienda fina para tener tamaños de partículas lo más pequeño posible [35]. En la reacción química mostrada a continuación se evidencia el proceso de oxidación de la arsenopirita [26].



Este pretratamiento consiste generalmente en hacer diferentes lavados al mineral con una solución alcalina que normalmente es de NaOH o KOH. Es recomendable hacerlo con agitación mecánica y en presencia de aire para facilitar la cinética de las reacciones.

II. METODOLOGÍA

A) Procedencia y estado del mineral

Se recibieron aproximadamente 40 kilos de mineral de veta, proveniente de una mina del municipio de Andes – Antioquia, para el estudio del mismo. El mineral estaba en estado natural, o sea, sin ningún tipo de proceso de conminución (rocas). Presentaba un color grisáceo y se podían observar algunos sulfuros en las superficies de las rocas.

B) Preparación y conminución del mineral

Se realizó un muestreo macro del mineral separando las muestras que tuvieran mayor presencia de sulfuros, tales como pirita, calcopirita, galena y otros minerales sulfurosos que se pudieron observar a simple vista, luego con la ayuda del estereoscopio se confirmaron algunos sulfuros, también la presencia de mineral oxidado y cuarzo, que igualmente son de interés en el estudio del mineral.

Después de realizar la separación manual del mineral con mayor cantidad de elementos de interés, se procedió a realizar la conminución. Inicialmente se utilizó un mazo para reducir el

tamaño de la muestra y poderla llevar a la trituradora de quijada, de donde se obtuvo un tamaño máximo de partícula aproximado de 50 mm, luego el mineral que salió de ésta trituradora fue llevado a la conminución secundaria en una trituradora de rodillos, la cual redujo el tamaño del mineral entre 1 – 8 mm aproximadamente. Luego de triturado el mineral se le realizó una homogenización y un cuarteo exhaustivo en forma vertical y horizontal, este cuarteo se hizo con la ayuda del cuarteador Jones y un tubo polimérico colocado en forma vertical, luego se homogenizó y cuarteó el mineral y se llevó al último proceso de conminución que fue el molino de bolas.

La homogenización y cuarteo del mineral se realizó en varias ocasiones, al igual que la molienda en el molino de bolas, ya que con la ayuda de este último proceso se realizaron varios ensayos como prueba de moliendabilidad, análisis granulométrico y disminución de tamaño para los diferentes análisis importantes para la caracterización del mineral. Todos los procesos de conminución se llevaron a cabo en el laboratorio de mineralurgia de la universidad de Antioquia.

C) Caracterización del mineral

1) Caracterización mineralógica

Los minerales tienen diferentes propiedades químicas y físicas que ayudan a determinar la mineralogía de los mismos, lo que permite dar una caracterización más precisa del material. En la caracterización mineralógica se realizaron diferentes ensayos como FRX (fluorescencia de rayos X), DRX (difracción de rayos X) y análisis estereoscópico.

a) Análisis estereoscópico

Para este análisis se homogenizó y cuarteo una muestra aproximada de 5 g previamente molida y tamizada en malla pasante 80, luego se lavó el mineral para eliminar las arcillas, seguidamente se dejó secar por 20 minutos al sol, para finalmente ser observada en el microscopio estereoscópico y así poder dar una aproximación de la composición mineralógica del material.

b) Difracción de rayos X (DRX)

El ensayo de difracción de rayos X se realizó con el fin de encontrar la composición mineralógica del material y corroborar lo que se observó en el estereoscopio previamente. Se preparó una muestra aproximada de 20 g del mineral pasante malla 200 y se llevó al laboratorio de Catalizadores y Absorbentes de la facultad de química de la universidad de Antioquia. El análisis fue realizado en un equipo PANalytical bajo la siguiente configuración: Sistema de Difractómetro: EMPYREAN Modelo 2012 Goniómetro: Omega/2 theta. Configuración de la plataforma: Reflexión Transmisión Spinner. Fuente: Cobalto (1.7903 Å). Las condiciones del análisis fueron con un ángulo 2θ (5-80) y paso 0.013° .

2) *Caracterización química*

La caracterización química es un complemento muy importante para la identificación del mineral, ya que con la ayuda de ésta se pudieron determinar los principales elementos que componen el material trabajado.

a) *Fluorescencia de rayos X (FRX)*

Para este análisis se tomó una cantidad de 20 gramos del mineral de cabeza previamente triturado, molido y cuarteado para garantizar que fuera una muestra representativa de todo el mineral. Dicha cantidad se llevó al laboratorio de espectrometría de la universidad de Antioquia. El análisis se ejecutó en el equipo Thermo ARL Optim'X WDXRF. Este análisis por FRX permitió conocer la composición química del mineral trabajado.

3) *Caracterización fisicoquímica*

Las propiedades fisicoquímicas del mineral a lixiviar es necesario conocerlas porque pueden intervenir en el proceso de cianuración. Se realizaron pruebas de pH, densidad picnométrica, sedimentación, medición de arcillas y finos, y análisis de sales solubles.

a) *Determinación del pH del mineral*

El ensayo para la determinación del pH se realizó bajo la norma ASTM D4972 – 01. Se tomaron 15 g de mineral concentrado y 30 ml de agua en un beaker, este sistema se sometió a agitación durante 30 minutos, luego se dejó sedimentar hasta que se notara que la parte líquida había clarificado. Posteriormente se sacaron 10ml de la solución en un tubo de ensayo y finalmente se introdujo el electrodo del pH-metro al tubo de ensayo para la lectura del pH del mineral a lixiviar.

b) Determinación de la densidad del mineral

Se calculo la densidad del concentrado, ya que este es el mineral que se le hará el proceso de cianuración, para esto se usó el método de picnometría, como lo indica la norma ASTM D854-10. Se utilizó un picnómetro de 10 ml de volumen, limpio y seco, este se pesó en seco y se registró el valor para posteriormente hacer los cálculos. Luego, se adiciona al picnómetro una cantidad arbitraria de mineral y se pesa en conjunto. Seguidamente se le agrega agua hasta llegar al aforo y se pesa. Tomados estos datos se procede a lavar y secar el picnómetro para luego llenarlo con agua hasta el aforo, el cual fue pesado para obtener la última incógnita en la ecuación de densidad en la cual se reemplazaron dichos datos:

$$\rho = \frac{w1-w2}{w3+w1-w2-w4} \quad (13)$$

Dónde:

w1: peso picnómetro + muestra (g)

w2: picnómetro vacío (g)

w3: picnómetro + agua (g)

w4: picnómetro + muestra + agua (g)

D_w=Densidad del Agua ($\frac{g}{cm^3}$)

c) Determinación de la velocidad de sedimentación del mineral

Para el análisis en la velocidad de sedimentación del mineral concentrado se utilizaron tres concentraciones diferentes de sólidos. Se utilizaron concentración de pulpa con 30%, 40% y 50%,

de sólido en 100 ml de agua, las pulpas fueron preparadas en tres probetas diferentes, luego se realizó una agitación mecánica a cada probeta hasta que se garantizara una homogenización de cada una de las pulpas, después de la homogenización se procedió a cronometrar el tiempo para cada probeta, registrando la pérdida de altura del sólido en cada una de ellas por períodos de 1 minuto durante los primeros 15 minutos, luego cada 2 minutos hasta ajustar 25 minutos y finalmente cada 5 minutos hasta completar 1 hora. Cuando se obtuvieron los reportes de las alturas de cada una de las probetas, se realizó el análisis gráfico correspondiente para poder determinar cuál de las tres pulpas sedimentaba en el menor tiempo posible.

d) Determinación de la cantidad de arcillas y finos

Se tomaron 30 g del mineral que ya se había molido, homogenizado y cuarteado, se llevó el mineral a un Erlenmeyer de 250 ml, se le adicionó agua, para posteriormente homogenizar la muestras con agitación, luego se dejó sedimentar el mineral hasta formar dos fases, una líquida con las arcillas e impurezas del mineral y otra sólida, más tarde el mineral ya sedimentado se le realizó un proceso de decantación para eliminar las impurezas y arcillas, este proceso se realizó entre 6 y 7 veces hasta que no se viera más impurezas en la muestra decantada, finalmente se realizó el secado del mineral en la estufa a una temperatura aproximada de 100°C y se pesó para poder realizar los cálculos y saber qué porcentaje de arcillas tiene el mineral. Para ello se utilizó la siguiente fórmula:

$$\% \text{Arcillas y finos} = \frac{(\text{peso del mineral inicial} - \text{peso del mineral final})}{(\text{peso del mineral inicial})} * 100 \quad (14)$$

e) Determinación de sales solubles

Determinar sales solubles es de suma importancia antes de pasar al proceso de cianuración, debido a la reacción que estas sales tienen con el cianuro, pudiendo aumentar el consumo del mismo en el proceso. Para la realización de esta prueba se tomaron 20 gramos del mineral concentrado a los cuales se le agregaron 60 ml de agua desionizada, dicha solución de agua y mineral se llevó a agitación durante 20 minutos, seguido de esto se filtró para tener una solución traslúcida. Se

tomaron 3 tubos de ensayo en los que se depositaron aproximadamente 5 ml de solución y a los que se le analizó sales ferrosas, férricas, sales de zinc y cobre, así:

- Sales ferrosas: A una de las alícuotas de la solución antes mencionada se le adicionaron 2 gotas de solución de ferrocianuro de potasio ($K_4Fe(CN)_6 \cdot 3H_2O$) 1N, la aparición de un precipitado de color azul intenso indica la presencia de sales ferrosas.
- Sales férricas: A otra de las alícuotas de la solución del mineral se le adicionaron dos gotas de ferricianuro de potasio ($K_3Fe(CN)_6$) 1N, la aparición de un precipitado de color amarillo verdoso indica la presencia de sales férricas.
- Sales de Zinc y Cobre: A una tercera alícuota de la solución del mineral se le agregaron dos gotas de amoníaco al 10%, la aparición de un precipitado de color blanco indica la presencia de sales de zinc. Se adicionó más amoníaco a la solución hasta saturar; con la saturación de la solución el precipitado de color blanco desaparece y se torna una coloración azul que es un indicativo de la presencia de sales de cobre.

4) Caracterización geoquímica

La caracterización geoquímica permitió conocer los tenores de oro y plata del mineral por medio de la técnica del ensayo al fuego, para la realización de este ensayo es necesario conocer que tan oxidante o reductor es el mineral y por medio de análisis estequiométricos determinar las cargas necesarias de los reactivos para proceder con el ensayo. El mineral que se va a someter al ensayo al fuego debe cumplir con unas especificaciones de tamaño de grano (0,075 mm o menores) [36] para asegurar la fusión del mismo y también se debe someter a un exhausto proceso de homogenización y cuarteo para que sea una cantidad representativa de la muestra.

a) Determinación del poder reductor (PR)

Las cargas de los reactivos para realizar el ensayo del PR están establecidas teóricamente, estos reactivos dependen de la mineralogía que tenga el mineral a trabajar, por esta razón se realizó

inicialmente esta caracterización la cual mostró que se trataba de un mineral sulfuroso, el ensayo correspondiente se hizo con las cantidades de reactivos reportados en la tabla V, que se muestra a continuación.

TABLA V
CARGAS PARA DETERMINAR EL PODER REDUCTOR (PR) DEL MINERAL

Cargas	Cantidad (g)
Mineral	3
Sílice	5
Carbonato	15
Litargírio	45
Bórax	A cubrir

Luego de tener la carga mostrada en la tabla V, se homogenizó la misma y se llevó a un crisol de alúmina para ser fundida en la mufla a una temperatura de 1000°C por 1 hora, luego de lograda dicha fusión se vertió en una “payonera”, donde se solidificó y formó dos fases sólidas (escoria y botón de plomo), que fueron separadas mecánicamente. Finalmente se pesó el botón de plomo para realizar los cálculos estequiométricos y poder calcular la carga para el ensayo al fuego.

b) Ensayo al fuego

Para el ensayo al fuego se tomaron 40 g de mineral que ya se habían molido hasta tener un tamaño de partícula de 147 micras, o sea pasante malla 100, el ensayo al fuego se realizó con 20 g del mineral y por duplicado. Las cargas utilizadas para los ensayos al fuego por duplicado se realizaron teniendo en cuenta el PR del mineral y la composición mineralógica obtenida al observar en el estereoscopio, luego de tener las cargas pesadas y homogenizadas se llevaron a los crisoles de alúmina y posteriormente a la mufla a una temperatura de 1000°C por una hora, luego de obtener el botón de plomo éste se copeló en la mufla a una temperatura de 900°C por 45 minutos hasta que se obtuvo el Doré (Plata, Oro). El Doré se pesó en la balanza analítica y se sometió a una disolución en balones o beakers con ácido nítrico a una concentración de 44% V/V y una temperatura de 70°C

por 45 minutos hasta disolver la plata e impurezas; este proceso se realizó sobre una plancha calefactora y bajo campana extractora con filtros neutralizantes. Finalmente se obtuvo el oro el cual se pesó en la balanza analítica para poder realizar los cálculos de los tenores de oro y plata.

Con esta caracterización se determinó el tenor de oro presente en el mineral de cabeza, lo cual llevó a concluir que es un mineral de interés para la recuperación de oro y se procedió a realizar la caracterización metalúrgica para determinar el proceso de recuperación del oro.

5) Caracterización metalúrgica

La caracterización metalúrgica permite conocer el comportamiento del mineral frente a los diferentes procesos de recuperación del metal precioso, por lo tanto, se realizaron pruebas de análisis de moliendabilidad, distribución granulométrica del oro, concentración en mesa Wilfley y por flotación y pruebas de cianuración en botella.

a) Determinación de la moliendabilidad del mineral

Para este análisis se realizó una curva de moliendabilidad con el fin de saber a qué tiempo se obtiene determinado tamaño de partícula. Se procedió así:

- El mineral triturado se homogenizó y cuarteó para sacar una muestra de 1000g, los cuales se llevaron al molino de bola para ser molidos a determinados tiempos 5, 10, 15, 20, 30 y 45 minutos, con una velocidad de 60 rpm.
- Luego se tamizaron en el RO-TAP que por medio de vibraciones mecánicas facilita el paso de mineral por las mallas Tyler, 4, 30, 60, 80, 100, 140, 200, 230 y 325.
- Se realizó el D80 de cada tiempo, es decir el 80% del mineral que pasa por determinada abertura de tamiz.
- Con el D80 y el tiempo se hizo una gráfica la cual permitió conocer el tiempo de molienda para obtener determinado tamaño de partícula.

b) Distribución granulométrica del oro

Se realizaron ensayos al fuego por mallas para saber en qué tamaño de partícula se encuentra la mayor cantidad de oro y así poder determinar qué proceso de concentración utilizar para la recuperación del oro presente en el mineral.

Para el análisis de oro por mallas se tomaron 1400g aproximadamente del mineral para moler y tamizar con las mallas Taylor 80, 100, 140, 200 y fondo en el RO – TAP por un tiempo aproximado de 20 minutos, el retenido que quedó en cada malla se homogenizó y cuarteó para sacar 100g de mineral. De los 100g se sacaron 30g para realizar el lavado de arcillas en cada malla y 40g para hacer el ensayo al fuego por duplicado de cada malla; los ensayos al fuego se realizaron con 20 g cada uno.

c) Concentración gravimétrica por mesa wilfley

La concentración gravimétrica en mesa Wilfley permite hacer una separación del mineral en 3 partes, concentrado (sulfuros, oro libre, minerales pesados), mixtos (pocos sulfuros, óxidos), ganga o colas (cuarzo, minerales finos y muy poco sulfuro), para obtener una mejor eficiencia en el proceso el mineral debe cumplir con una granulometría específica como muestra la figura 11. Las variables del proceso como el caudal del agua y el grado de inclinación de la mesa se deben establecer teniendo en cuenta las características mineralógicas del material al igual que su granulometría.

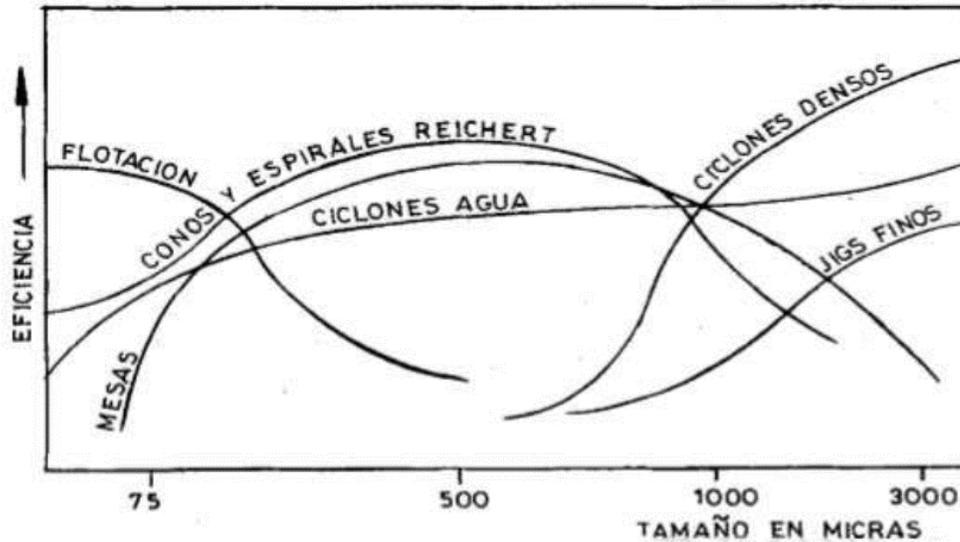


Fig. 11. Eficiencia Vs tamaño de partícula (μm) para diferentes procesos de concentración.

Nota: Fuente, Manual de flotación laboratorio de mineralurgia UdeA.

El ensayo se realizó en el laboratorio de mineralurgia de la universidad de Antioquia en una mesa de rifle tipo Wilfley, para este ensayo se molió y tamizó el mineral para que cumpliera con la granulometría de mayor eficiencia en esta concentración que es de 500 micras teniendo en cuenta la figura 11, luego se homogenizó y cuarteó el mismo para alimentar el equipo con 1000 gramos durante 20 minutos, bajo los siguientes parámetros de operación:

TABLA VI
PARAMETROS UTILIZADOS PARA LA CONCENTRACIÓN EN MESA WILFLEY

Parámetros	Valor
Alimento	21 kg
Caudal de agua	2,5 gal/min
Ángulo	30°
Frecuencia	60 Hz

Después de tener separados los concentrados, mixtos y colas que resultaron del ensayo se procedió a secar cada uno de ellos en la estufa a una temperatura de 100°C por un tiempo de 4 horas

aproximadamente, luego se realizó el ensayo al fuego por duplicado a cada uno de los resultados (concentrado, mixtos y colas) para evaluar las recuperaciones de oro.

d) Concentración por flotación

Para la concentración por flotación se utilizaron los mixtos y las colas provenientes de la concentración en mesa Wilfley, ya que después de realizar los ensayos al fuego estos resultados mostraron valores de oro y plata que aun podían ser procesados a nivel industrial, el proceso de flotación se realizó para los mixtos y las colas de forma conjunta para luego realizar los análisis respectivos con los índices metalúrgicos y evaluar la factibilidad de los mismos.

El mineral que se iba a flotar fue sometido al proceso de molienda y tamizaje con una malla Tayler pasante 200 para que cumpliera con el tamaño óptimo en el proceso de concentración por flotación que es de 75µm, luego se homogenizó y cuarteo el mineral para después preparar una pulpa del 33% y llevarla a la celda de flotación, los reactivos utilizados en este ensayo fueron provisionados por la empresa DQI distribuidora de químico industriales S.A. quienes dieron los parámetros de la dosificación y residencia de los reactivos elegidos para el mineral, como las cantidades de los reactivos fueron dadas a nivel industrial se hicieron los cálculos respectivos para poder trabajar a nivel de laboratorio. En la tabla VII se muestran los reactivos utilizados.

TABLA VII
CONDICIONES UTILIZADAS PARA CONCENTRACION POR FLOTACIÓN.

Reactivos	Cantidad (g/Ton)	Tiempo de residencia (min)
Xantato	40	5
5160	40	5
A65	40	5

Ya preparada la pulpa al 33% en la celda de flotación se procedió a homogenizar durante 5 minutos, luego se adiciono el Xántato y se dejó reaccionar durante 5 minutos, después se adicionó el colector 5160 con el mismo tiempo de residencia que el anterior reactivo y por último se adicionó

el espumante A65, también durante 5 minutos, luego se abrió el paso del aire y se recolectó el concentrado por 10 minutos aproximadamente, posterior a esto se llevó a secar el concentrado y las colas obtenidos para luego ser evaluados por medio del ensayo al fuego.

D) Cianuración convencional

Después de realizar las caracterizaciones del mineral se hicieron 2 pruebas de cianuración en botella, para evaluar el comportamiento del mineral al ser sometido a un proceso de cianuración y posteriormente evaluar la efectividad del proceso. Para dicho proceso se emplearon las condiciones reportadas en la Tabla VIII, basados en bibliografía y experiencia de los asesores.

TABLA VIII
CONDICIONES PARA CIANURACIÓN CONVENCIONAL

Mineral (g)	Volumen Agua (mL)	Granulometría (µm)	Concentración (Kg/Ton)	Tiempo (horas)
250	500	75 (µm)	2.5 (Kg/Ton)	8

Cabe aclarar que todo el proceso de cianuración se realizó controlando el pH con cal, para mantener los valores de éste entre (10,5 – 11,05) y así, evitar la formación de HCN que es altamente tóxico, los chequeos de concentración de cianuro y valores de pH se realizaron cada hora, el pH se midió con el ph-metro digital y la concentración de cianuro se midió por titulación con nitrato de plata (AgNO₃) y el indicador de yoduro de potasio (KI), la alcalinidad también se controló realizando titulaciones con ácido oxálico y el indicador de fenolftaleína. Se hicieron ajustes de cianuro para mantenerlo en la concentración inicial de 2.5 g/L hasta terminar el proceso de cianuración. Se sabe que la cianuración ha terminado cuando el consumo de cianuro se detiene, es decir no hay que adicionar más cianuro en el proceso. Una vez terminada la cianuración se evaluó la eficiencia de la lixiviación mediante análisis para la solución rica en oro por espectroscopia de absorción atómica. Para el análisis de las colas, producto de la cianuración se empleó ensayo al fuego por triplicado, de esta forma se puede obtener el oro que permanece en las colas luego del proceso de cianuración, posteriormente se hizo el cálculo con el tenor promedio y se analizó con

respecto al tenor de alimento (30 g/Ton), por lo tanto, la eficiencia de la cianuración convencional fue de aproximadamente 43% , este resultado corrobora que el mineral es refractario, ya que un mineral que en un ensayo de cianuración convencional presente una recuperación menor al 75 % es considerado un mineral refractario y consecuentemente es necesario emplear un ataque para liberar el oro encapsulado en solución sólida en la matriz de los sulfuros.

E) Pretratamiento alcalino

Se hicieron lavados o ataques al mineral concentrado con el objetivo de abrir la matriz de los sulfuros y así, el cianuro pueda lixiviar las partículas de oro; los lavados realizados fueron los siguientes:

Se preparó una solución de hidróxido de sodio (NaOH) al 4% en 500 ml de agua, la cual se adicionaron a 250 gramos de mineral concentrado, luego se llevó a agitación por un tiempo de 4 horas. Terminado el proceso anterior se dejó sedimentar por aproximadamente 2 horas, para luego hacer una decantación de la solución. Seguidamente se hizo un lavado posterior con 500 ml de agua con el fin de eliminar el hidróxido remanente en el mineral, durante un tiempo de 2 horas con agitación continua, esto se repitió 4 veces seguidas hasta dejar el mineral listo para cianuración en botella.

F) Diseño experimental estadístico para el proceso de cianuración en botella

Con base al análisis de los resultados obtenidos en las pruebas preliminares de cianuración, y con ayuda de una profesora experta en estadística se analizaron los diferentes diseños estadísticos posibles a utilizar. Se definieron las variables concentración de cianuro y tiempo de cianuración como principales factores influyentes en la recuperación de oro, dejando constante el tamaño de partícula del mineral.

Se propuso realizar un diseño estadístico por bloques completos aleatorizado (DBCA), ya que por medio de este se puede minimizar el efecto de la variabilidad cuando se asocian con

unidades discretas, como sucede en este caso con el tiempo de cianuración. En la tabla IX se muestra el orden en que se realizaron cada uno de los ensayos.

TABLA IX
DISEÑO DE EXPERIMENTOS OBTENIDO MEDIANTE EL SOFTWARE STATGRAPHICS 16.0

Orden de ensayo	Concentración de NaCN (g/ton)	Tiempo (h)	Recuperación de Au (%)
1	2,5	8	63,3
2	2,5	16	72
3	5	8	76
4	5	16	71,3
5	2,5	2	42,7
6	2,5	4	59,3
7	2,5	6	60,7
8	5	2	56
9	5	4	77,3
10	5	6	80

III. RESULTADOS Y ANÁLISIS

A) *Caracterización del mineral de estudio*

1) *Caracterización mineralógica*

a) *Caracterización macroscópica*

Al mineral de estudio se le hizo una inspección visual con la ayuda de un ingeniero experto en el tema, con la cual se determinó una alta presencia de sulfuros, como se observa en la figura 12. Visualmente se pudieron determinar sulfuros y óxidos, tales como: pirita, calcopirita, arsenopirita y óxidos de hierro.



Fig. 12. Mineral de estudio en estado de entrega

a) Resultados de análisis estereoscópico

Por medio de este análisis se lograron identificar algunos sulfuros presentes en la muestra mineral. Se observa principalmente cuarzo (SiO_2) y pirita (FeS_2), mientras que en una proporción menor se encontró la calcopirita (CuFeS_2) y la galena (PbS). En la figura 13 se muestra una imagen obtenida por este análisis y en la cual se identifican algunas de las especies encontradas.



Fig. 13. Especies minerales identificadas en el microscopio estereoscópico.

Nota: Fuente, Ingeniero Leon Durango.

En la tabla X se presentan los porcentajes aproximados de las fases mineralógicas identificadas en el mineral de estudio.

TABLA X
PORCENTAJES DE LAS FASES MINERALOGICAS

Fase Mineralógica	%
Sulfuros	20
Carbonatos	72
Silicatos	7
Óxidos de Hierro	1

b) Difracción de Rayos X (DRX)

En la figura 14 se representan los patrones de difracción de rayos X obtenidos de la muestra en estado de entrega, con lo que se evidencia la presencia de fases mineralógicas tales como:

Cuarzo, pirita, dolomita, calcita, illita y arsenopirita, lo que indica su ocurrencia en el mineral, lo cual corresponde a las fases encontradas en el análisis estereoscópico. También se descubre la presencia de arsénico en forma de arsenopirita.

No se identificó oro libre, posiblemente el oro se encuentra muy fino y asociado o encapsulado en los minerales sulfurosos.

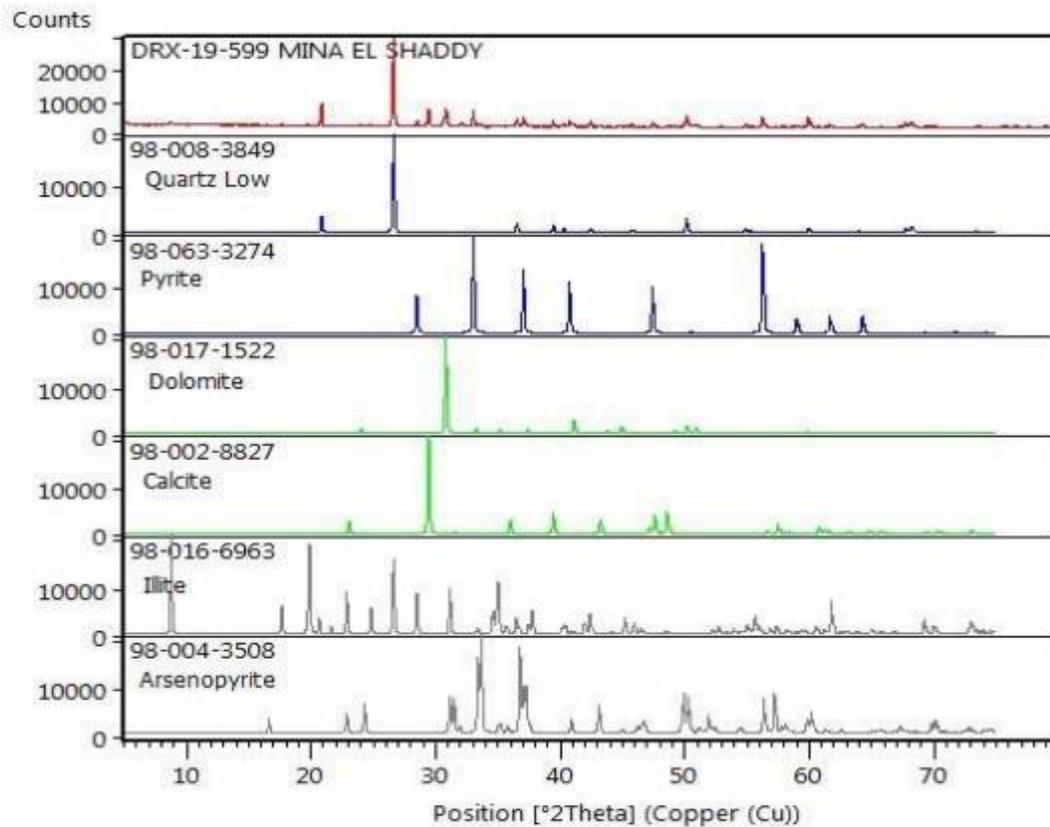


Fig. 14. Espectro de difracción de rayos X para la muestra en estado de entrega.

c) *Fluorescencia de rayos X (FRX)*

Por medio de este análisis se pudo corroborar la existencia de los elementos que conforman cada una de las fases mineralógicas encontradas en el análisis de difracción de rayos x. En la tabla XI se pueden observar los porcentajes peso a peso de cada elemento presente en el mineral estudiado.

TABLA XI
COMPOSICIÓN ELEMENTAL DEL MINERAL DE ESTUDIO POR ANÁLISIS DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

RESULTADOS			
Elemento	%p/p	Elemento	%p/p
Silicio (Si)	20,59	Fosforo (P)	0,062
Calcio (Ca)	10,36	Manganeso (Mn)	0,0501
Aluminio (Al)	6,39	Bario (Ba)	0,0326
Hierro (Fe)	11,44	Cinc (Zn)	0,0239
Azufre (S)	8,38	Estroncio (Sr)	0,0175
Magnesio (Mg)	2,37	Cromo (Cr)	0,0132
Arsénico (As)	1,97	Tungsteno (W)	0,0132
Potasio (K)	1,49	Níquel (Ni)	0,0124
Cobre (Cu)	0,434	Vanadio (V)	0,0063
Titanio (Ti)	0,202	Circonio (Zr)	0,0062

De los resultados obtenidos, era de esperarse un mayor porcentaje de silicio presente en el cuarzo que como se vio en los análisis anteriores es una fase predominante. El calcio y el hierro también presentaron porcentajes altos en la muestra, lo que corresponde a los carbonatos y óxidos de hierro también identificados en análisis anteriores. Es importante resaltar que por medio de este análisis se logró identificar arsénico en la muestra, lo cual indica la presencia de arsenopirita que es un sulfuro que presenta una alta complejidad, dado que es refractario al proceso de cianuración.

2) *Caracterización geoquímica*

a) *Determinación del poder reductor del mineral (PR)*

Para determinar el poder reductor se tuvo en cuenta el carácter sulfuroso que presenta el mineral. En la tabla XII se muestran los resultados obtenidos de este ensayo.

TABLA XII
PESOS DE LOS BOTONES OBTENIDOS POR ENSAYO AL FUEGO PARA PR

Botón de Pb	Peso (g)
1	8
2	7,3
Promedio	7,7

El cálculo del poder reductor dio un valor de 2,56, lo que quiere decir que por cada gramo de mineral se reducirán 2,56 gramos de Pb del PbO durante el ensayo al fuego. El poder reductor es de mucha importancia, ya que permite hacer cargas más adecuadas en lo relacionado al peso del botón de plomo para los ensayos al fuego, cuando se busca determinar valores de oro y plata en el mineral.

b) Determinación de oro y plata al mineral de cabeza por ensayo al fuego

Luego de realizados los respectivos cálculos estequiométricos se determinó la carga a emplear para la fusión y obtener los valores de oro y plata presentes en el mineral. En la tabla XIII se muestra la carga utilizada para el ensayo al fuego.

TABLA XIII
CARGA PARA ENSAYO AL FUEGO DEL MINERAL DE CABEZA.

Material	Peso (g)
Mineral	20
KNO ₃	10,7
PbO	47
SiO ₂	8
Na ₂ CO ₃	35
C	2
Bórax	5

Los ensayos al fuego se realizaron por triplicado con el fin de obtener una mayor confiabilidad en los tenores reportados de oro y plata. En tabla XIV se ilustran los resultados obtenidos de los ensayos al fuego realizados al mineral en estudio.

TABLA XIV
RESULTADOS DEL ENSAYO AL FUEGO DEL MINERAL DE CABEZA

Ensayo	Peso botón (g)	Peso doré (g)	Peso Au (g)	Peso Ag (g)	Tenor Au (g/ton)	Tenor Ag (g/ton)
1	29,7	0,00215	0,00027	0,00188	13,5	94
2	29	0,00217	0,00030	0,00187	15	93,5
3	30,6	0,00214	0,00025	0,00188	13	95
Promedio	30	0,00215	0,00027	0,00188	14	94,2

3) Caracterización fisicoquímica

a) Contenido de arcillas y finos

En la tabla XV, se muestra el contenido de arcillas y finos presentes en el mineral, donde se puede apreciar que el mineral de interés posee un bajo contenido de arcillas y finos. Lo anterior es beneficioso para el proceso de cianuración, ya que cuando el mineral presenta grandes cantidades de arcillas o finos se puede llegar a tener bajas recuperaciones de oro, debido a que estos pueden esconder o atrapar el complejo de oro durante proceso. En estos casos es importante remover las arcillas por procesos de concentración gravimétrica o por lavados en los tanques antes de la cianuración.

TABLA XV
CONTENIDO DE ARCILLAS Y FINOS

Masa Inicial	Masa Final	Masa de Arcillas y Finos	% Arcillas y Finos
30	27,8	2,2	7,3

b) Densidad

Se realizó densidad picnométrica al mineral concentrado siguiendo la norma ASTM D854-10, y obteniéndose una densidad de 4,24 g/cm³, densidad que es cercana a la densidad de la pirita (5 g/cm³), esto tiene sentido debido al gran porcentaje de este sulfuro presente en el mineral concentrado.

c) Sales solubles

Esta prueba es de gran importancia dentro de una caracterización fisicoquímica ya que con esta se puede evaluar la presencia de agentes cianicidas que pueden desfavorecer el proceso de cianuración. En la tabla XVI y figura 15, se observa que el mineral estudiado no presenta sales solubles o consumidoras de cianuro, lo cual es de mucha importancia ya que de presentarse este tipo de sales habría que realizar algún pretratamiento con el fin de eliminarlas.

TABLA XVI
RESULTADOS DEL CONTENIDO DE SALES SOLUBLES EN EL MINERAL

Tipo de sal	Presencia
Férrica	No
Ferrosa	No
Zinc	No
Cobre	No

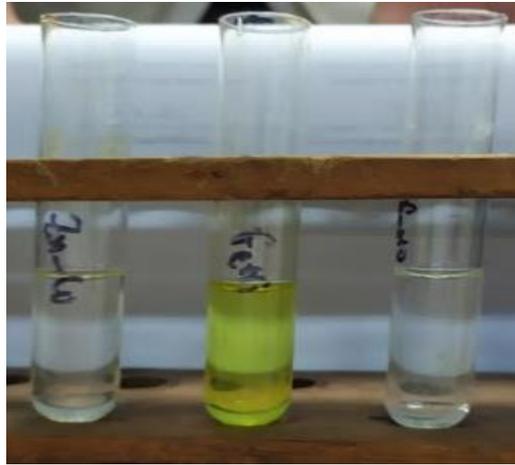


Fig. 15. Prueba de sales solubles.

Nota: Fuente Autor

d) Velocidad de sedimentación

La velocidad de sedimentación de las partículas de un mineral es importante durante un proceso de cianuración. Esta velocidad de sedimentación permitió optimizar tiempos durante todos los procesos de sedimentación, teniendo en cuenta la realización de este ensayo antes y durante el proceso de cianuración.

En la figura 16, se muestra el resultado obtenido de las pruebas de sedimentación realizada a las tres pulpas estudiadas donde se observa que la pulpa con menor contenido de sólidos (30% p/v) es la que sedimenta a un menor tiempo, lo cual es conveniente en el proceso y, por tanto, se decidió usar una pulpa con un contenido de sólidos cercano al 30% para las posteriores cianuraciones del mineral.

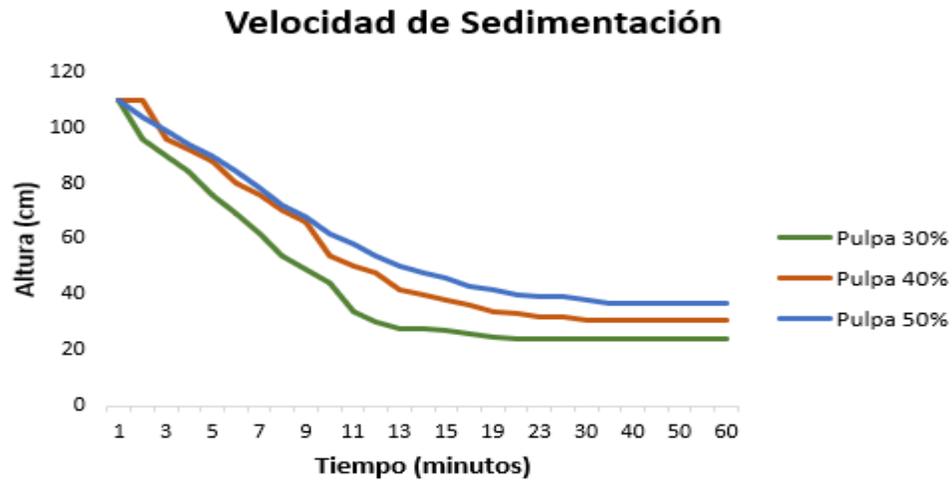


Fig. 16. Velocidad de sedimentación

4) Caracterización metalúrgica

a) Análisis de moliendabilidad

En la tabla XVII, se muestran los resultados obtenidos en el ensayo de moliendabilidad del mineral de estudio, es decir los tamaños de partícula (D80) y sus respectivos tiempos de molienda.

TABLA XVII
ANÁLISIS DE MOLIENDABILIDAD

Mallas/Tiempo	5 min	10 min	15 min	20 min	30 min	45 min
4	7,9	4,7	4,1	2,4	1,5	0,2
30	52,3	37,3	32,4	15,5	6,9	2,8
60	49,2	20,9	28,3	4,5	3	59,4
80	29,7	29,7	64,7	24,9	30,9	127,8
100	32,3	30	65,2	84	163,7	53,56
140	30,9	39,3	42,5	67,5	37,1	21,1
200	30,3	37,3	25,6	58,8	24,8	3,5
230	23	42,5	6,7	10,1	1,6	2,3
325	6,1	19,8	1,2	2,1	1,8	1,1
0	1,6	9,6	0,8	1,7	0,7	0,2
Total	263,3	271,1	271,5	271,5	272	271,96
D80	2203 (µm)	688 (µm)	349 (µm)	175 (µm)	176 (µm)	285 (µm)

Con los valores de D80 y tiempo de molienda presentes en la tabla 17 se construye una curva la cual nos indica el tiempo necesario para llevar el mineral a un tamaño de partícula específico.

En la figura 17 se observa que para llegar a un D80 de 175 μm se necesita un tiempo de 15 a 20 minutos, de acuerdo a los parámetros de molienda seleccionados para este caso. Es importante resaltar de la curva de moliendabilidad mostrada en la figura 17 que para un mayor tiempo de molienda (45 min) aumenta el tamaño de partícula y esto puede ser debido a aglomeraciones lo cual pueden conformar partículas de mayor tamaño.

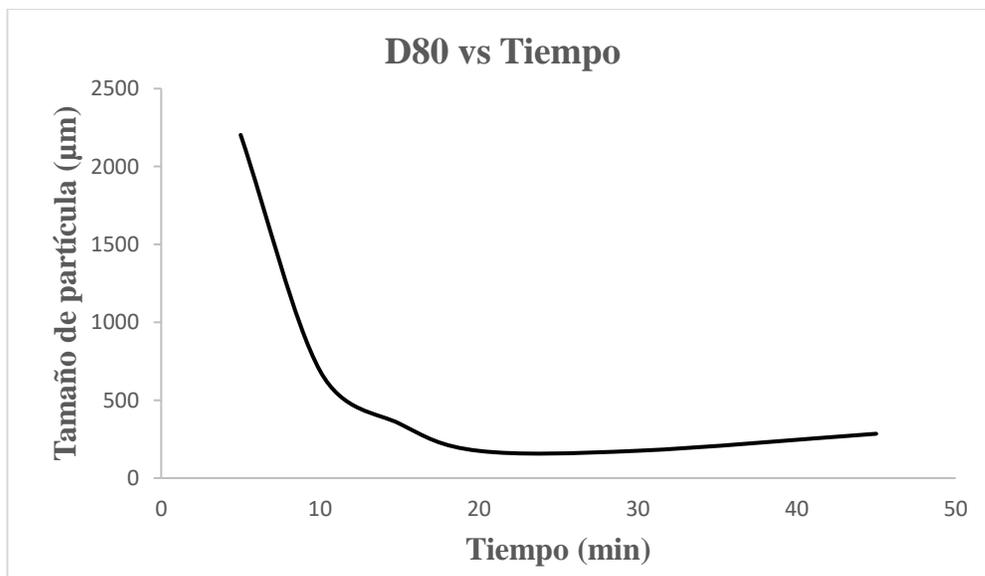


Fig. 17. Curva de moliendabilidad

b) Valoración de oro y plata por fracciones granulométricas

En la tabla XVIII se muestran los resultados obtenidos de los ensayos al fuego por duplicado del análisis de oro por mallas, las mallas +100 (149 micras), +140 (105 micras) fueron las que presentaron un tenor de oro mayor, este tenor es de 16 g/Ton, para lo cual se procedió a moler el mineral hasta obtener dichas granulométricas para los posteriores procesos de concentración en mesa wilfley donde se puede concentrar adecuadamente tales tamaños de partícula.

TABLA XVIII
RESULTADOS DE DISTRIBUCIÓN DE VALORES Y TENORES DE ORO Y PLATA POR FRACCIONES GRANULOMÉTRICAS

Malla	PR	Peso del Botón (g)	Peso Doré (g)	Peso Au (g)	Tenor Au (g/Ton)	Tenor Ag (g/Ton)
80	1,36	36,5	0,00261	0,00026	13,25	117,42
100	0,96	32,6	0,00237	0,00032	16,00	102,75
140	1,43	35	0,00285	0,00032	16,00	126,75
200	0,93	34,9	0,00327	0,00022	11,00	152,75
-200	0,96	36,1	0,00293	0,00028	14,25	132,25

c) Concentración del mineral en mesa vibratoria (mesa wilfley)

De acuerdo a los resultados mostrados en la tabla XIX se puede concluir que la concentración en la mesa wilfley fue exitosa ya que el tenor de las colas es bajo comparado con el tenor del concentrado y mixtos. A pesar de que se obtuvo un tenor bastante alto en los concentrados y mixtos de 51 y 10,3 g/ton respectivamente, fue acordado y ejecutado un proceso de concentración complementario como la flotación en busca de disminuir el tenor de las colas ya que aún presentaban valores importantes de oro.

Previo a este proceso de flotación se hizo una remolienda a los mixtos y colas para obtener una granulométrica adecuada (75 micras).

TABLA XIX
TENORES DE ORO DE LOS PRODUCTOS DE LA CONCENTRACIÓN EN LA MESA WILFLEY

Productos	Tenor (g/Ton)
Concentrado	51
Mixtos	10,3
Colas	5,8

Con los resultados de los índices metalúrgicos reportados en la tabla XX se puede verificar que la recuperación de los sulfuros en el concentrado fue del 60 %, además, con la razón de enriquecimiento se evidenció un aumento de 3.6 veces el tenor del alimento en el concentrado. De

otro lado, el índice de la razón de concentración nos indica que es necesario procesar en la mesa 6.2 toneladas de mineral para obtener 1 tonelada de concentrado.

TABLA XX
ÍNDICES METALÚRGICOS DE CONCENTRACIÓN POR MESA WILFLEY

Índices de Calidad		Índice de Capacidad
Razón de Recuperación	Razón de Enriquecimiento	Razón de Concentración
0,6	3,6	6,2

Para calcular el criterio de concentración (CC) se toma la densidad de la pirita (5 g/cm^3) como la densidad del mineral pesado y la densidad del cuarzo (2.6 g/cm^3) como la densidad del mineral liviano, mientras que la densidad del agua se toma como la densidad del fluido en el cual se produce la separación, cabe aclarar que se toman la densidad de la pirita, en representación de los sulfuros de hierro y también por tratarse del mineral de interés, mientras que se toma la densidad del cuarzo en representación de los silicatos, además por tratarse de una fase que está en un alto porcentaje y sin presentar valor alguno, por lo cual, se desea separar de la fase de interés como son los sulfuros. Luego de realizado el cálculo se encuentra que para este caso el CC es de 2.5, valor que según la tabla III quiere decir que se tiene una separación eficiente hasta malla 100 (149 micras); para tamaños de partículas menores al mencionado, la separación empieza hacer poco eficiente. Se debe tener en cuenta que valores de CC mayores a 2.5 representan una fácil separación gravimétrica. De forma contraria a medida que disminuye el valor de CC se dificulta el proceso de separación.

d) Concentración del mineral por flotación

En la tabla XXI se presentan los tenores de oro luego del proceso de concentración por flotación, donde se evidencia que se logró disminuir el tenor de las colas y mixtos del proceso de concentración en mesa wilfley pasando de 6,5 g/ton a 2,1 g/ton.

TABLA XXI
TENORES CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Producto	Peso (g)	Peso Doré (g)	Peso Au (g)	Tenor (g/ton)	Au
Entrada	14000	0,00581	0,00013	6,5	
Concentrado	3000	0,02887	0,00086	43	
Colas	10,388	0,00394	0,000042	2,1	

En la tabla XXII se presentan los valores de los índices metalúrgicos para la concentración por flotación donde el porcentaje de recuperación fue del 86 %; pero se sugiere emplear un mayor tiempo de flotación para garantizar una concentración más eficiente. La razón de enriquecimiento arroja un valor interesante, ya que se enriqueció la especie de interés 6,6 veces con respecto al alimento, mientras que la razón de concentración fue de 7,7 esto implica que se debe alimentar 7.7 toneladas de mineral para obtener una tonelada de concentrado.

TABLA XXII
ÍNDICES METALÚRGICOS DE CONCENTRACIÓN POR FLOTACIÓN

Índices de Calidad		Índice de Capacidad
Razón de Recuperación	Razón de Enriquecimiento	Razón de Concentración
0,86	6,6	7,7

5) Cianuración

Como resultado de la cianuración convencional se consiguió una recuperación del oro del 41,8 % (tabla XXIII), con lo que se evidencia el carácter refractario que tiene el mineral estudiado. De acuerdo a lo anterior, se confirmó que era necesario realizar un tratamiento previo al mineral que pueda abrir la matriz sulfurosa y facilitar así unas mayores recuperaciones de oro y plata.

Como tratamiento previo a la cianuración se realizaron lavados con soluciones de hidróxido de sodio a una concentración del 4% y agitación por 4 horas.

TABLA XXIII
TENORES COLAS CIANURACIÓN CONVENCIONAL

Muestra	Peso Mineral (g)	Peso Doré (g)	Peso Au (g)	Peso Ag (g)	Tenor de Au (g/Ton)	Tenor Ag (g/Ton)	Porcentaje de Recuperación del oro
Colas cianuración convencional	10	0,00215	0,00018	197	18	197	41,80%

6) *Diseño y análisis estadístico de la lixiviación en botella*

El diseño estadístico utilizado fue el diseño por bloques completos aleatorizado, el cual permite ver el efecto del tiempo de lixiviación sobre la variable respuesta (recuperación del oro), ello se logró por medio del software estadístico Statgraphics 16.0 empleado para este análisis. En las tablas XXIV, XXV y XXVI se presenta la información y orden de ejecución del diseño estadístico.

TABLA XXIV
VARIABLES DEL DISEÑO DE EXPERIMENTOS

Variable	Nombre	Número de niveles
Respuesta	Recuperación del oro (%)	
Interés	Tiempo de cianuración (h)	5
Bloqueo	Concentración de NaCN (Kg/ton)	2

TABLA XXV
VARIABLES DE TIEMPO Y CONCENTRACIÓN DE CIANURO

Niveles	Min				Max
Variable de interés	2	4	6	8	16
Variable de bloqueo	2,5				5

TABLA XXVI
DISEÑO DE EXPERIMENTOS

Bloqueo	Interés	Recuperación
2,5	8	63,3
2,5	16	72,0
5	8	76,0
5	16	71,3
2,5	2	42,7
2,5	4	59,3
2,5	6	60,7
5	2	56,0
5	4	77,3
5	6	80,0

a) *Validación del supuesto*

Al analizar un estudio numérico mediante un modelo estadístico es de gran importancia validar los supuestos de aleatoriedad, normalidad y homocedasticidad. A continuación se describe la validación de cada uno de ellos.

Aleatoriedad: Dado que no se presentan patrones, ciclos o tendencias en el la figura 18, es posible afirmar que no hay problemas con el supuesto de aleatoriedad; información que se puede confirmar con una prueba de hipótesis usando el test de Rachas, ya que el valor p de la prueba es mayor que 0.07.

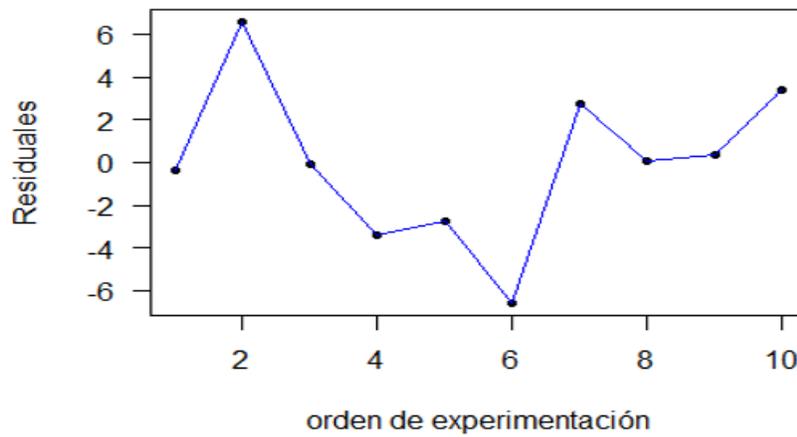


Fig. 18. Curva de aleatoriedad

Prueba de Rachas: Runs Test

Standard Normal = -1.3416, p-value = 0.1797

Normalidad: De acuerdo a la figura 19 donde se observa que no existen datos por fuera de las bandas de confianza y la mayoría de estos se encuentran formando una línea, es posible afirmar que no hay problemas con el supuesto de normalidad; información que se puede confirmar con una prueba de hipótesis usando el test de Shapiro Wilk, ya que el valor p de la prueba es mayor que 0.07.

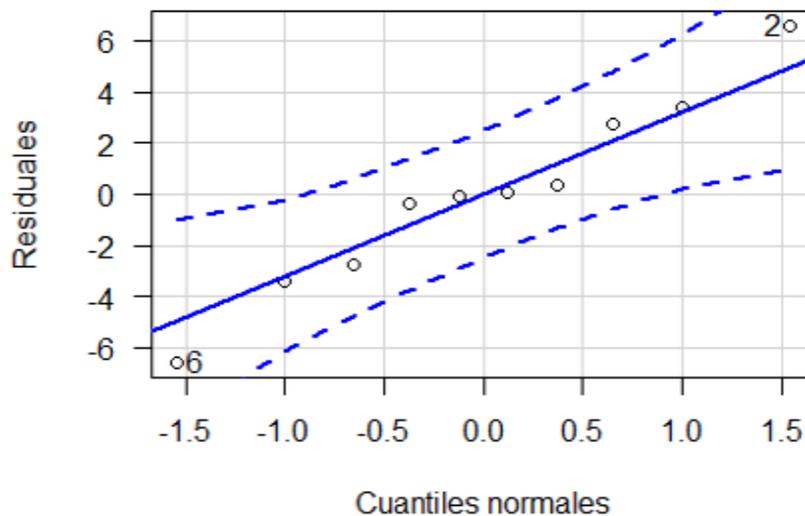


Fig. 19. Curva de normalidad

Shapiro-Wilk normality test

$W = 0.97884$, $p\text{-value} = 0.9587$.

Homocedasticidad: Aunque en la figura 20 se presentan dos datos con algo más de dispersión que los otros, estos no se encuentran lo suficientemente alejados como para indicar falla en el supuesto de homocedasticidad o varianza constante, con lo cual también se cumple la validación de este supuesto; esta información se puede confirmar al realizar una prueba de hipótesis usando el test de Bartlett, donde el valor p de la prueba es mayor que 0.07.

Al usar la misma información de la figura 20 donde se evaluó la homocedasticidad, es posible determinar que no hay fallas en el supuesto de Aditividad, debido a que no se encuentran formas cuadráticas que indiquen alguna relación entre la variable tiempo y la variable concentración. Conclusión que también puede ser obtenida al realizar una prueba de hipótesis usando el test de Tukey para aditividad, donde el valor p de la prueba es mayor que 0.05.

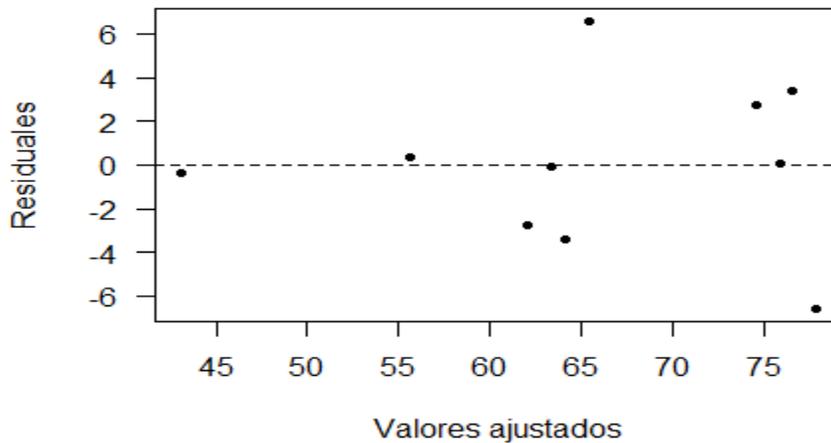


Fig. 20. Curva de homocedasticidad

Bartlett test of homogeneity of variances

Bartlett's K-squared = 3.87, $df = 4$, $p\text{-value} = 0.4239$

Tukey's one df test for additivity

$F = 0.0711394$ Denom $df = 3$, $p\text{-value} = 0.8070$

Efectos de los factores: Para este supuesto se debe cumplir que la suma de los efectos en los factores debe ser igual a cero, en este caso al sumar los efectos de los diferentes niveles asociados a cada variable, mostrados en la tabla XXVII es posible confirmar que dan cero, con esto y todas las pruebas anteriores, es posible garantizar la inferencia realizada con una confianza del 93%.

De la tabla XXVII se puede resaltar que cuando el tiempo de cianuración es t2 (2 horas) la recuperación del oro se ve disminuida en un 16 % menos que la recuperación promedio de referencia, mientras que cuando se tiene un tiempo de cianuración t16 (16 horas) el porcentaje de recuperación se aumenta en un 5,79 % respecto a la recuperación de referencia. De forma similar sucede con el efecto de la concentración, cuando se trabaja con una concentración C2,5 (concentración de cianuro de 2,5 g/ton) la recuperación se ve disminuida en un 6,26 menos que la recuperación promedio, mientras que sucede lo contrario cuando se trabaja con una concentración C5 (concentración de cianuro de 2,5 g/ton). Cabe nombrar que la recuperación promedio de referencia es un promedio de las todas las recuperaciones obtenidas en los 10 ensayos de cianuración realizados.

TABLA XXVII
EFECTOS DE LOS FACTORES

Efectos del tiempo					Efectos de la concentración	
t2	t4	t6	t8	t16	C2,5	C5
-16,51	2,44	4,49	3,79	5,79	-6,26	6,26

Tabla Anova: De acuerdo con los resultados en la tabla ANOVA ($\nu_p=0.0635>0.07$) es posible afirmar que existe al menos una media que genera resultados diferentes, esto quiere decir que existe por lo menos uno de los niveles de la variable tiempo de cianuración cuyo porcentaje de recuperación es en promedio diferente a los demás.

TABLA XXVIII
ANÁLISIS DE VARIANZA

	Sum Sq	Df	Mean Sq	F	V Pr(>F)
Interés	693.2	4	173.3	5.514	0.0635
Bloque	391.9	1	391.9	12.470	0.0242
Residuales	125.7	4	31.4		
Total	1210.8				

Al realizar pruebas de comparaciones múltiples con el método de Rangos múltiples de Duncan se puede ver que sólo el nivel t2 pertenece a un grupo diferente con lo cual se afirma que al usar un tiempo de cianuración de 2 horas se genera un porcentaje de recuperación promedio diferente (menor), y que al usar los otros niveles (4, 6, 8,16) el porcentaje de recuperación promedio es similar. (ver tabla XXIX y figura 21), lo anterior también se puede reafirmar observando el gráfico de cajas y bigotes (ver figura 22).

TABLA XXIX
DATOS PARA PRUEBA DE COMPARACIONES MÚLTIPLES

Tiempo de cianuración	Promedio recuperación	Grupos
t16	71.65	a
t6	70.35	a
t8	69.65	a
t4	68.30	a
t2	49.35	b

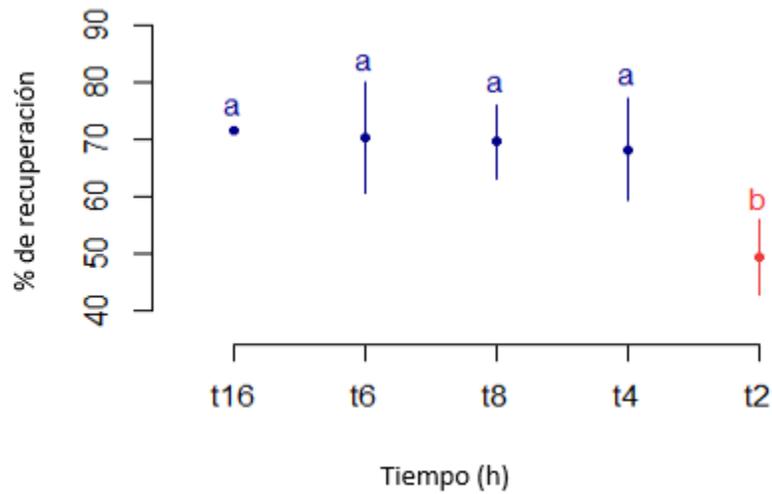


Fig. 21. Grupos y rangos

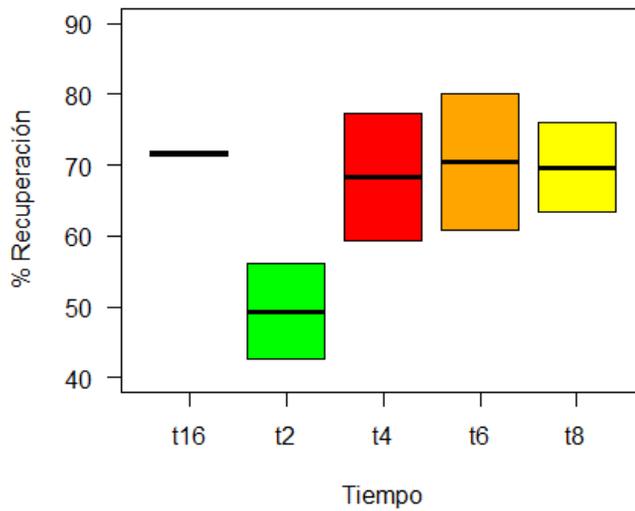


Fig. 22. Caja de bigotes

Al revisar la tabla XXVII, efectos de los factores, se puede ver que al utilizar un tiempo de cianuración de 2 horas el porcentaje de recuperación es 16.51% menos que el porcentaje de recuperación promedio global. También se identifica que aun cuando en los demás tiempos el porcentaje de recuperación es similar, al usar 16 horas como tiempo de cianuración, el porcentaje

de recuperación será el mejor con 5.79% por encima del porcentaje de recuperación promedio global.

Efectos principales de las variables: En la figura 23 y 24 se observa que al aumentar la concentración de 2,5 a 5 el porcentaje de recuperación aumenta aproximadamente un 13%, mientras que en la gráfica 8 solo hay cambio significativo al pasar de 2 horas de cianuración a 4 horas, luego de 4 horas el porcentaje de recuperación no es significativamente diferente.

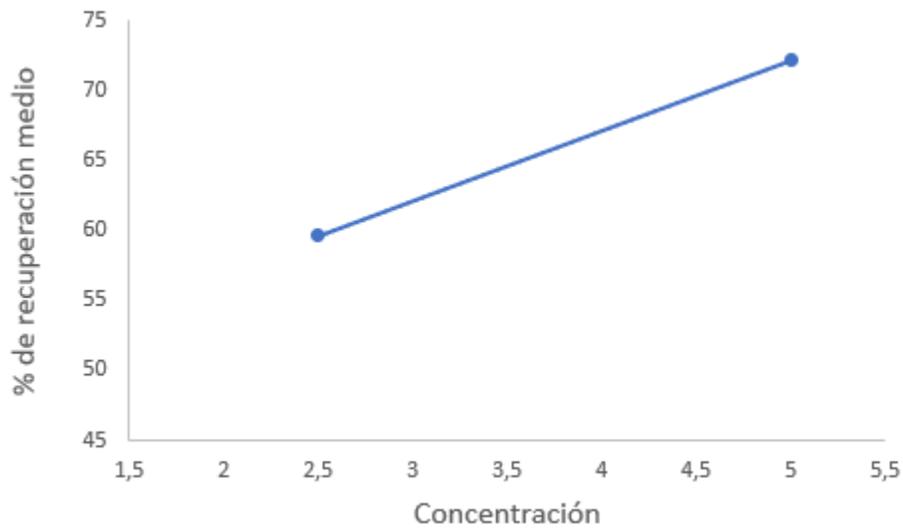


Fig. 23. Efecto de la concentración de cianuro sobre el porcentaje de recuperación del oro

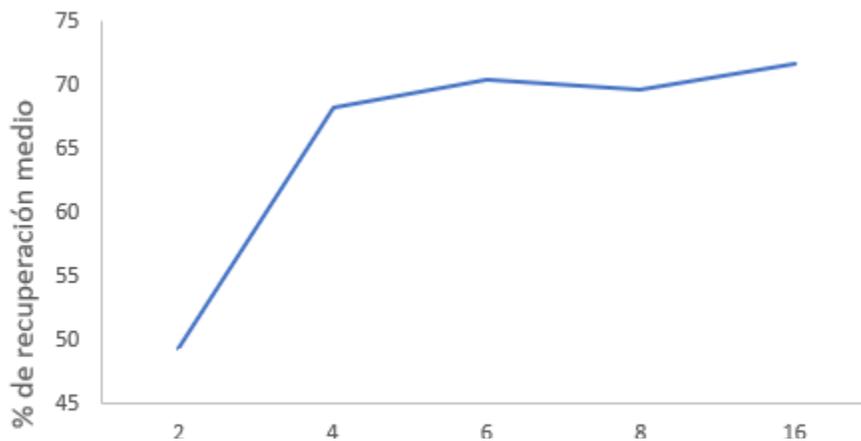


Fig. 24. Efecto del tiempo de cianuración sobre el porcentaje de recuperación del oro.

CONCLUSIONES

Por medio de los análisis de FRX, DRX y estereográfico se pudo determinar la composición química y mineralógica del mineral, determinándose varios sulfuros refractarios como calcopirita y arsenopirita, especies que no permiten obtener altas recuperaciones del oro por medio de la lixiviación convencional con cianuro.

Con la caracterización geoquímica y por el ensayo al fuego se logró determinar el tenor al mineral de estudio (cabeza) proveniente del municipio de Andes, obteniéndose un tenor de 14 gr/ton, indicando ser un mineral interesante para la extracción del oro. Dicha caracterización, también, permitió conocer los valores de los tenores para los productos de la concentración en la mesa Wilfley, los cuales fueron de 51 gr/ton, 10,3 gr/ton, 5,8 gr/ton, tenores de los concentrados, mixtos y colas respectivamente.

La caracterización realizada permitió establecer las condiciones y parámetros necesarios para poder concentrar en mesa y flotación de una forma adecuada y, además, realizar un buen proceso de cianuración, dando importantes recuperaciones del oro de hasta un 80 %. Lo anterior muestra que se puede reemplazar en campo el proceso de amalgamación por procesos de concentración gravimétricos y cianuración con previo ataque o apertura de la matriz refractaria.

Los pretratamientos con hidróxido de sodio fueron de vital importancia para aumentar la recuperación del oro, ya que permitió la oxidación de algunos sulfuros refractarios presentes en el mineral, facilitando así la reacción del metal de interés y el cianuro de sodio. Se pasó de recuperaciones de un 43% en la lixiviación convencional hasta un 80% de recuperación, ello mediante las condiciones de 6 horas de lixiviación y una concentración de cianuro de 5 kg/ton.

El diseño estadístico mostró que usar tiempos de cianuración de 4,6,8 y 16 horas dan recuperaciones de oro muy similares cuando se usan concentraciones de cianuro de 2,5 o 5 kg/ton. De acuerdo a los resultados arrojados por el análisis estadístico, se puede decir que para un proceso de lixiviación con cianuro a nivel industrial sería mejor utilizar una concentración de 2.5 y un tiempo de 4 horas, ya que bajo estas condiciones de lixiviación se estarían usando menos reactivos

y un menor tiempo de lixiviación y esto conlleva a un menor consumo energético y por tanto mejores beneficios económicos.

Se demuestra que la implementación de los diseños estadísticos de experimentos, son una herramienta tecnológica de suma importancia, ya que permiten encontrar o establecer las mejores condiciones bajo las cuales se debe realizar un proceso de lixiviación para obtener las mejores recuperaciones del oro de un mineral.

REFERENCIAS

- [1] S. Cuello, “Biocumulación, toxicidad e interacción de metilmercurio y especies de selenio,” Universidad complutense de Madrid, 2015.
- [2] K. H. Telmer and M. M. Veiga, “World Emissions of Mercury from Artisanal and Small Scale Gold Mining,” pp. 131–132, 2009, doi: 10.1007/978-0-387-93958-2.
- [3] P. Cordy *et al.*, “Science of the Total Environment Mercury contamination from artisanal gold mining in Antioquia , Colombia : The world ’ s highest per capita mercury pollution,” *Sci. Total Environ.*, vol. 410–411, pp. 154–160, 2011, doi: 10.1016/j.scitotenv.2011.09.006.
- [4] M. de Ambiente, “Ley 1658,” pp. 1–9, 2013.
- [5] A. de Andes, “Mi municipio,” 2021. <https://www.andes-antioquia.gov.co/MiMunicipio/Paginas/Informacion-del-Municipio.aspx> (accessed Sep. 19, 2021).
- [6] M. D. Adams, *Gold Ore Processing*, Second Edi. Singapore, 2016.
- [7] A. López Fernández, “Metales preciosos: el oro.” Madrid, pp. 345–353, [Online]. Available: <http://hdl.handle.net/10396/6296>.
- [8] Y. A. Peñate Zuñiga, “Desarrollo de correlaciones entre mineralogía y extracción de oro en minerales auríferos mediante datos de lixiviación dianostico,” Universidad industrial de Santander, 2004.
- [9] J. Ramírez Pimiento, “Evaluación metalurgica de minerales auríferos provenientes del yacimiento Angostura (California- Santander),” Universidad industrial de Santander, 2008.
- [10] M. E. López, “La mineralogía de procesos y su aplicación en la cianuración de minerales auroargentíferos,” Universidad industrial de Santander, 1999.
- [11] P. de las naciones unidas para el medio ambiente- PNUMA and M. de ambiente y desarrollo sostenible- MADS, “Sinopsis nacional de la minería aurífera artesanal y de pequeña escala,” Bogotá, 2012.
- [12] K. Ocampo Vargas, “Estudio de caracterización y modelación estadística del proceso hidrometelurgico de la cianuración de un mineral auroargentífero del municipio de Andes-Antioquia.,” Universidad de Antioquia, 2018.
- [13] M. Gaioli, D. Amoedo, and D. Gonz, “Impacto del mercurio sobre la salud humana y el ambiente,” vol. 110, no. 3, pp. 259–264, 2012.

-
- [14] J. O'Neill and K. Telmer, "Métodos y herramientas: determinación del uso de mercurio en el sector de la minería de oro artesanal y en pequeña escala (MAPE)." Ginebra, Suiza, 2017, [Online]. Available: <https://aida-americas.org/es/recurso/determinacion-del-uso-de-mercurio-en-el-sector-de-la-mineria-de-oro-artesanal>.
- [15] E. Alcalá Cruz, A. Flores Corrales, and A. Beltran, "Manual de entrenamiento en concentración de minerales." Chiripujio, pp. 1–26, 2011.
- [16] M. O. B. Rúa, O. Jaime, and R. Baena, "Concentracion de minerales." Medellín, pp. 1–2, 2008.
- [17] O. Pavez, "Concentración de minerales II." Copiapó, Chile, pp. 3–4.
- [18] F. Vargas, "Notas de clase: Tratamiento de materias primas." Medellín, 2018.
- [19] E. De la Torre, "Procesos de concentración por flotación," in *Beneficio del oro y tratamiento de afluentes*, U. C. de L. Escuela Politecnica Nacional, Ed. Quito, Ecuador, 2000, pp. 15–22.
- [20] Área Metalúrgica, "Flotación," 2010. <https://www.areametalurgia.com/post/flotación-de-minerales-el-proceso-mas-importante-en-la-minería>.
- [21] A. Durán, *Metalurgia general: Ensayes al fuego*, Primera ed. Medellín, Colombia, 1958.
- [22] R. Berdejo Nieves and S. Ochoa Quiroz, "Estudio integral con modelamiento estadístico del proceso de cianuración como método alternativo a la amalgamación de un mineral auroargentífero de un entable en el municipio de Buriticá-Antioquia," Universidad de Antioquia, 2017.
- [23] J. Vásquez García, "Procesamiento de minerales auríferos." Bogotá, pp. 14–18, 1995.
- [24] M. J. Logsdon, K. Hagelstein, and T. I. Mudder, *El manejo del cianuro en la extracción del oro*. Ottawa, 2001.
- [25] A. Ramírez, "REVISIÓN Cyanide toxicity. Bibliography research of its effects in animals and man," vol. 71, no. 1, pp. 54–61, 2010.
- [26] L. Meza, *Procesos unitarios en hidrometalurgia*, Primera. Medellín, Colombia, 1994.
- [27] J. Chavarriaga Mira and J. Giraldo Restrepo, "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 (Ant.)," Universidad de Antioquia, 2014.
- [28] O. Jaime and R. Baena, "Notas de clase metalurgia extractiva."

- <https://minas.medellin.unal.edu.co/centro-editorial/cuadernos/notas-de-clase-metalurgia-extractiva> (accessed Sep. 19, 2021).
- [29] F. Habashi, "Principles of extractive metallurgy." New York, 1980.
- [30] D. Orrego Villa and J. Góez Pulgarín, "Aplicación de un diseño experimental estadístico para el tratamiento de colas de amalgamación por el proceso de cianuración en un entable del municipio de Buriticá-Antioquia," Universidad de Antioquia, 2016.
- [31] A. Marchese García, "Optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero," vol. 2, no. 1, 2008.
- [32] Y. B. Patil and K. M. Paknikar, "Development of a process for biot detoxification of metal cyanides from waste waters," vol. 35, pp. 1139–1151, 2000.
- [33] R. Roshan, A. Gaur, and C. Balomajumder, "Cyanide in industrial wastewaters and its removal: A review on biotreatment," vol. 163, pp. 1–11, 2009, doi: 10.1016/j.jhazmat.2008.06.051.
- [34] İ. Alp, O. Celep, and Y. Thibault, "Hydrometallurgy Influence of potassium hydroxide pretreatment on the extraction of gold and silver from a refractory ore," vol. 146, pp. 64–71, 2014, doi: 10.1016/j.hydromet.2014.03.007.
- [35] X. Nan, X. Cai, and J. Kong, "Pretreatment Process on Refractory Gold Ores with As," vol. 54, no. 3, pp. 543–547, 2014.
- [36] A. Osman *et al.*, "Determination the Effective of Grain Size on Gold Recovery by Integral of Sieve Analysis and Atomic Absorption Spectroscopy Methods," vol. 6, no. 2, pp. 12–20, 2018, doi: 10.11648/j.sjac.20180602.11.