



**Caracterización de un mineral de veta de Anorí y determinación de las condiciones óptimas
para la lixiviación con cianuro mediante un modelo estadístico**

Juan Fernando Cano Rico

Trabajo de Grado

Orientador

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

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

2024

Cita	Cano Rico [1]
Referencia Estilo IEEE (2020)	[1] Cano Rico, “Caracterización de un mineral de veta de Anorí y determinación de las condiciones óptimas para la lixiviación con cianuro mediante un modelo estadístico”, Seleccione modalidad de grado, Trabajo de grado profesional, Ingeniería de materiales, Universidad de Antioquia, Medellín, Antioquia, Colombia, 2024.



Grupo de investigación de 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: Julio César Saldarriaga Molina.

Jefe departamento: Claudia Patricia Serna Giraldo.

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.

Dedicatoria

El siguiente trabajo de grado está dedicado especialmente a mi madre Yolanda Rico Hurtado y a mi padre Luis Bernardo Cano Ospina por brindarme el apoyo a pesar de las adversidades presentes durante mi formación profesional y poder lograr mi propósito a nivel profesional y personal

A mi familia, por siempre brindarme ese apoyo incondicional, la preocupación de poder cumplir mis objetivos a nivel profesional y los consejos que cada vez me daban, ese empujón a no rendirme en la búsqueda de ser profesional y ser una persona integral.

Agradecimientos

Expreso mis agradecimientos especialmente a mi director de trabajo de grado Jairo Ruiz Córdoba por apoyarme y ser el guía para cumplir culminar mi carrera profesional y al grupo MAPRE, al profesor William Bolívar García por su atención, conocimiento durante la tesis, a la ingeniera María Eugenia Carmona Arango por ser guía en el proceso de cianuración.

A mi compañero del grupo MAPRE e ingeniero Leonardo Pérez Ríos por su asesoría y apoyo durante todo el proceso de tesis de grado, con respecto a los diferentes ensayos de laboratorio, especialmente en el ensayo al fuego.

A los profesores que me brindaron su conocimiento y consejos, a las monitoras del laboratorio de mineralurgia por brindarme el acompañamiento, el conocimiento y su asesoría en los diferentes procesos unitarios del laboratorio, en especial a Alison Botero y Ayelén Gabriela Cabrera.

A la Universidad de Antioquia por darnos el espacio necesario para el conocimiento durante estos años de vida académica.

A Carlos Balbino Jaramillo, de moto partes Balbino por brindarme el apoyo a nivel económico para poder cumplir con mi carrera profesional, no solamente en este tiempo durante la tesis de grado, si no gran parte de mi vida académica.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN	10
ABSTRACT	11
I. INTRODUCCIÓN	12
II. OBJETIVOS	14
A. Objetivo general	14
B. Objetivos específicos.....	14
III. MARCO TEÓRICO	15
A. El oro y sus generalidades.....	15
B. Difracción de rayos x	17
C. Fluorescencia de rayos x	18
D. Ensayo al fuego	18
E. Concentración gravimétrica	19
1. Índices metalúrgicos	19
F. Mesa wilfley.....	22
G. Flotación.....	23
H. Cianuración	27
1. Mecanismo electroquímico.....	29
2. Reacción anódica.....	29
3. Reacción Catódica	29
4. Teoría del proceso de cianuración	30
5. Principales factores que afectan el proceso de cianuración.....	30
I. Cianuración en botella.....	33
J. Diseños estadísticos experimentales	33

K. Detoxificación del cianuro	34
VII. METODOLOGÍA.....	35
A. Estado inicial del mineral.....	35
B. Proceso de conminución del mineral	35
C. Caracterización macroscópica del mineral.....	35
D. Caracterización química del material.....	36
E. Ensayo al fuego	36
1. Determinación del poder reductor, PR	37
2. Determinación de tenor de oro y plata.....	37
F. Caracterización fisicoquímica	38
1. Densidad del mineral	38
2. Determinación de la cantidad de arcillas y finos	39
3. Determinación de sales solubles	40
G. Análisis de moliendabilidad	41
H. Análisis de malla valorada	41
I. Concentración por mesa wilfley.....	42
J. Concentración por flotación	43
K. Proceso de Cianuración.....	44
L. Diseño experimental estadístico de la cianuración	45
M. Detoxificación de las colas de la cianuración en botella.....	46
VIII. RESULTADOS	47
A. Caracterización macroscópica del mineral.....	47
B. Caracterización por el estereoscopio.....	47
C. Caracterización química del mineral.....	48
1. Difracción de rayos X.....	48

2. Fluorescencia de rayos X.....	49
3. Ensayo al fuego	49
D. Caracterización fisicoquímica	51
1. Cálculo de la densidad del mineral.....	51
2. Cálculo de la cantidad de arcillas	52
3. Determinar sales solubles	52
E. Análisis de moliendabilidad.....	53
F. Análisis de malla valorada	54
G. Concentración por mesa wilfley.....	55
H. Concentración por flotación.....	57
I. Cianuración en botella.....	59
J. Análisis del diseño estadístico de la cianuración	61
X. CONCLUSIONES.....	67
Referencias.....	68

LISTA DE TABLAS

Tabla I	19
Tabla II	37
Tabla III.....	43
Tabla IV.....	43
Tabla V.....	44
Tabla VI.....	45
Tabla VII.....	45
Tabla VIII.....	46
Tabla IX.....	49
Tabla X.....	50
Tabla XI.....	50
Tabla XII.....	51
Tabla XIII.....	52
Tabla XIV.....	55
Tabla XV.....	57
Tabla XVI.....	58
Tabla XVII.....	60
Tabla XVIII.....	61
Tabla XIX.....	64
Tabla XX.....	65
Tabla XXI.....	65

LISTA DE FIGURAS

Fig. 1. Precio del oro	13
Fig. 2. Asociaciones del oro.	15
Fig. 3. División y asociaciones del oro.	16
Fig. 4. Tratamiento de oro por diferentes procesos.....	17
Fig. 5. Representación de una mesa de concentración wilfley.....	23
Fig. 6. Celda de flotación	24
Fig. 7. Clasificación de los colectores.....	26
Fig. 8. Clasificación de los diferentes agentes modificadores	27
Fig. 9. Equilibrio HCN/CN ⁻ en función del pH	28
Fig. 10. Esquema de la disolución de oro en cianuro.....	29
Fig. 11. Efecto de la concentración de cianuro	32
Fig. 12. Grafica de eficiencia vs tamaño de partícula en micras.....	42
Fig. 13. Caracterización de las diferentes especies mineralógicas por el estereoscopio.....	47
Fig. 14. Espectro de rayos X para el mineral de cabeza.....	48
Fig. 15. Botones de plomo del ensayo al fuego	51
Fig. 16. Procedimiento para medir sales solubles	53
Fig. 17. Curva del moliendabilidad.....	54
Fig. 18. Condición en la mesa wilfley con un ángulo de 18°.....	56
Fig. 19. Condición en la mesa wilfley con un ángulo de 14°	56
Fig. 20. Concentrado en el proceso de flotación aun pH de 7.....	59
Fig. 21. Valores de oro y sales solubles	60
Fig. 22. Curva de aleatoriedad	62
Fig. 23. Curva de normalidad.....	63
Fig. 24. Figura de homocedasticidad	63
Fig. 25. Efecto del tiempo vs la recuperación del oro.....	64
Fig. 26. Grupos y tiempos medios.....	66
Fig. 27. Caja de bigotes.....	66

RESUMEN

En el presente trabajo se realizó una caracterización física y química a un mineral de veta del municipio de Anorí, Antioquia. Se hicieron pruebas de DRX y FRX y una observación mediante el estereoscopio donde el cuarzo es la principal especie mineralógica, presentando poca cantidad de sulfuros, de igual forma se realizó el ensayo al fuego para determinar el tenor de oro obteniendo un valor de 5 g/T. Con respecto a la concentración del mineral, se hicieron pruebas con la mesa Wilfley y la celda de flotación de tal forma que en cada uno de estos no se logra concentrar nuestro mineral de cabeza que son los sulfuros que por lo general tienen asociado al oro. Luego se procesó mediante la cianuración donde se hace un modelo estadístico para evaluar el comportamiento del mineral y la recuperación del oro. De acuerdo a los resultados de la absorción atómica de los ensayos de cianuración a 8 horas, ya que se evaluó cada dos horas el consumo de cianuro y los valores de oro de forma cualitativa, la recuperación del oro es acerca del 65%. Finalmente se realizó una detoxificación de todas las soluciones mediante el peróxido de hidrógeno.

***Palabras clave* — Cianuración, Pirita, Moliendabilidad, Flotación de espumas, Diseño estadístico, Recuperación.**

ABSTRACT

In the present work, a physical and chemical characterization of a vein mineral from the municipality of Anorí, Antioquia was carried out. XRD and XRF tests were made and an observation by stereoscope where quartz is the main mineralogical species, presenting little amount of sulfides, likewise the fire test was made to determine the gold content obtaining a value of 5 g/T. With respect to the concentration of the mineral, tests were made with the wilfley table and the flotation cell in such a way that in each one of these it is not possible to concentrate our mineral of interest that are the sulfides that generally have gold associated. Then it was concentrated by cyanidation where a small statistical model is made to evaluate the behavior of the mineral and its gold recovery. According to the results of the atomic absorption of the 8-hour cyanidation tests, since the cyanide consumption and the gold values were evaluated every two hours in a qualitative way, the gold recovery is about 65%. Finally, all the solutions were detoxified with hydrogen peroxide.

***Keywords* — Cyanidation, Pyrite, Millability, Froth flotation, Statistical design, Recovery.**

I. INTRODUCCIÓN

La minería es un grupo de trabajo relacionado con el descubrimiento y extracción de minerales que se encuentran en el suelo y subsuelo. La primera etapa de esta actividad es la exploración, que permite identificar áreas de desarrollo de minas y evaluar la cantidad y calidad de los minerales. El trabajo exploratorio comienza con la identificación, el muestreo y la exploración. [1] En Colombia la minería se considera como una principal actividad económica de los campesinos debido a las condiciones geográficas y a la riqueza de diferentes minerales, siendo el oro uno de los principales e importantes.

De acuerdo a lo anterior se busca una minería sostenible en la cual se define como una actividad que perdura en el tiempo, en un mismo punto geográfico, la cual logra una inserción adecuada en el desarrollo general de donde se implemente, coexistiendo con otras actividades económicas de su misma región y que futuramente ayudará a impulsarlas [2].

Así mismo la minería sostenible busca que la explotación y extracción del mineral tenga un cuidado y un respeto con el medio ambiente.

Colombia es reconocida como uno de los principales países que usan el mercurio para la extracción del oro, impulsado por la dinámica del mercado: el precio del oro ha tenido una tendencia al alza como se puede indicar en la figura 1, lo que se ha relacionado con un incremento en la magnitud del problema a nivel nacional [3]. Con el fin de que se pueda practicar una minería sostenible, en este caso la de extracción de oro, el gobierno colombiano ha implementado normas o medidas, que eviten utilizar el mercurio, tales como la ley 1658 del 2013 con el uso prohibido del mercurio, el cierre de minas ilegales, capacitación e implementación de tecnologías limpias tanto a trabajadores del sector minero como a la población en general.



Fig. 1. Precio del oro

Nota: Fuente [4]

El uso y la implementación de mercurio en la minería artesanal es importante debido a que es un método fácil y rápido de extracción de oro. El método por el cual se emplea el mercurio se llama la amalgamación. La amalgamación consiste en poner en contacto el metal con mercurio líquido para formar una amalgama, es decir una aleación de mercurio con oro o plata, dando lugar a una partícula revestida de mercurio que tiene propiedades semejantes a la de este último. Estas partículas amalgamadas se adhieren unas a otras, de modo similar al de las gotas de mercurio puro, para formar una mayor denominada “amalgama”. [5] Pero a su vez es una vez que el mercurio ingresa al ambiente como contaminante, es sumamente dañino, dada su persistencia, movilidad (en la atmósfera puede transportarse a largas distancias), capacidad para formar compuestos orgánicos, bioacumulación (se acumula en los seres vivos). A nivel de salud humana puede afectar en particular los sistemas nervioso, digestivo e inmunológico, y los pulmones, los riñones, la piel y los ojos.

Mediante diferentes tecnologías y/o procesamientos alternos como la cianuración se busca mejorar la recuperación de oro, como un trabajo de investigación que ayude en gran medida a minimizar los efectos negativos en el medio ambiente, dar un uso eficiente de los recursos, de tal forma que se enriquezca la ley o tenor de oro.

II. OBJETIVOS

A. Objetivo general

Determinar las condiciones para obtener la mayor recuperación de oro de un mineral, mediante la aplicación de un modelo estadístico al proceso de cianuración, generando el menor impacto posible.

B. Objetivos específicos

- Establecer por técnicas de análisis especiales la composición química y mineralógica del mineral problema.
- Obtener los índices metalúrgicos de operación mediante los métodos de concentración gravimétricos del mineral por mesa Wilfley y flotación.
- Determinar los parámetros óptimos del proceso de cianuración del mineral mediante la aplicación del modelo estadístico que permita una mejor recuperación del oro a nivel de laboratorio.

III. MARCO TEÓRICO

A. El oro y sus generalidades

En la historia de la humanidad hay presente un metal preciso que es el oro donde ha tenido una intervención a través del tiempo en cuanto a la economía y los desarrollos tecnológicos. Las diferentes propiedades físicas y químicas del oro lo hacen un metal interesante debido a tener una baja resistividad eléctrica, resistencia a la corrosión, ductilidad, maleabilidad y esto a su configuración electrónica. [6]

La **Error! Reference source not found.** presenta las diferentes asociaciones principales del oro en relación con los sulfuros.

- Oro liberado
- Cristales de oro en los intersticios de los granos.
- Granos de oro encapsulado en sulfuros (ocluido).
- Presencia de oro en granos de sulfuro
- Oro en micro fracturas de sulfuros.
- Oro en forma de partículas coloidales o en soluciones sólidas de sulfuro

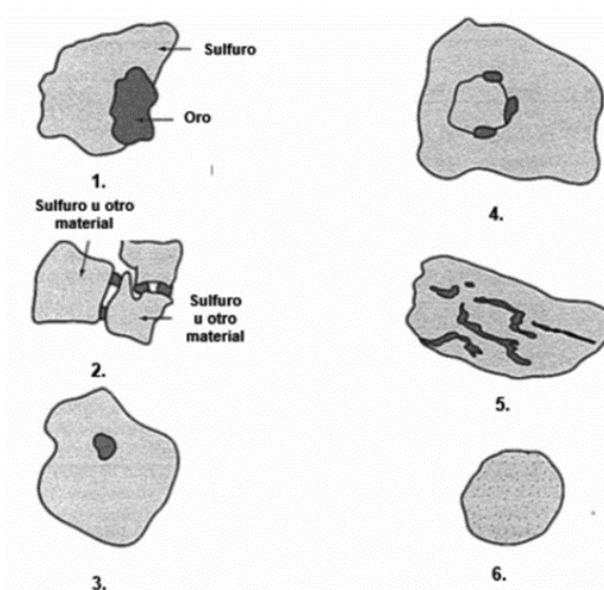


Fig. 2. Asociaciones del oro.

Nota: Fuente [7]

De acuerdo a la figura 1 se muestran para el oro asociado diferentes condiciones donde en las asociaciones que evidencian una mayor liberación al moler son para la 1 y 2, aumentando más las probabilidades de liberación. En la condición 3, la asociación es de tipo refractario donde el mineral se debe de moler a un tamaño de malla fina de tal forma que se pueda liberar o implementar una oxidación. En cambios para las asociaciones 4, 5 y 6 el oro se encuentra a diferentes tamaños, pero por lo general a tamaños de 1 μm (pasante malla 635), donde este no se libera con la molienda. En la actualidad para la condición 6 donde el oro se encuentra dentro de una matriz de sulfuro se han venido implementando tratamientos de tipo oxidante lo cual nos permite aumentar la extracción de oro. [7].

La naturaleza del oro y sus portadores se dividen en oro microscópico el cual es visible, oro submicroscópico o invisible y oro ligado a superficies el cual es absorbido en la estructura de otros minerales. La Figura 2 muestra que, para la extracción de oro mediante métodos como la molienda, CIL/Merrill-Crowe es difícil para las divisiones donde el oro es submicroscópico y el oro ligado a superficies. [8]

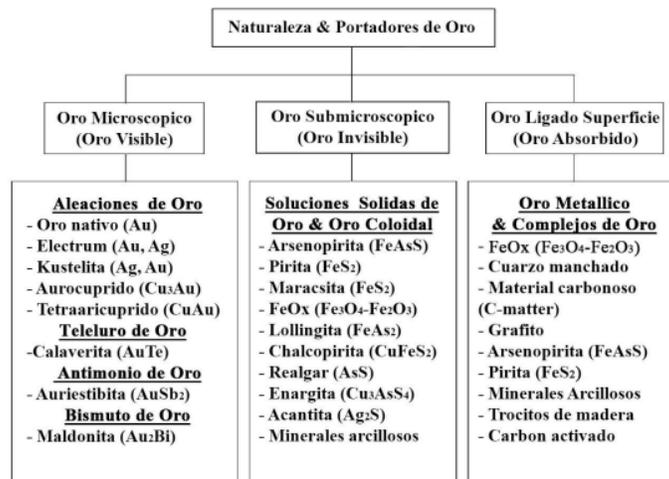


Fig. 3. División y asociaciones del oro.

Nota: Fuente [8]

En la Figura 3 se muestra diferentes procesos de extracción. con respecto a el oro microscópico se podría concentrar por gravedad, flotación y cianuración. En cambio, para el tipo

de oro submicroscópico, los métodos tradicionales no son adecuados y es necesario realizar un tratamiento previo como una pre-oxidación para la cianuración.

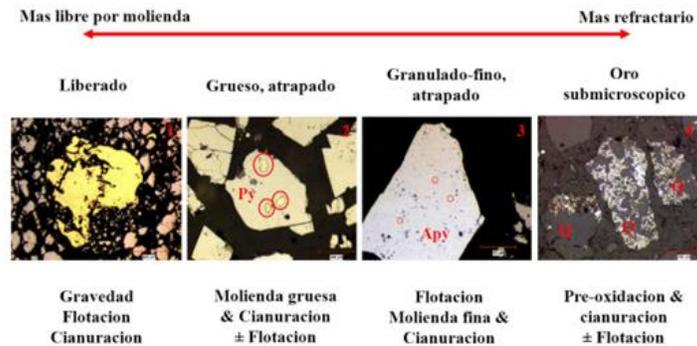


Fig. 4. Tratamiento de oro por diferentes procesos

Nota: Fuente [8]

B. Difracción de rayos x

El ensayo de difracción de rayos x mide parámetros cristalinicos estructurales en lugar de la composición de los minerales, o más generalmente los cristales, son una disposición compleja pero ordenada y repetitiva de átomos que forman redes. Cuando un haz de rayos X polarizados incidentes incide sobre una estructura cristalina, los rayos X se dispersan. La mayoría de los rayos X dispersos interferirán destructivamente, anulándose esencialmente entre sí. Sin embargo, en ciertas direcciones específicas determinadas por los patrones repetidos de los átomos que forman la red cristalina, los rayos X dispersos estarán "en fase" y se fusionarán para formar una nueva onda. Este proceso de interferencia constructiva se conoce como difracción. Que la interferencia sea constructiva depende de las distancias interatómicas entre planos en la red atómica del cristal (d), la longitud de onda de los rayos X incidentes (λ) y su ángulo de incidencia (θ), como lo expresa la Ley de Bragg. ($n \lambda = 2d \sin \theta$) (donde n es un número entero que expresa el "orden" de reflexión). Por lo tanto, la difracción refleja la estructura cristalina de la muestra y dado que cada mineral está compuesto por un conjunto específico de átomos dispuestos de una manera particular, los ángulos de interferencia constructiva formarán patrones únicos. [9]

Normalmente para esta técnica de caracterización, la muestra se puede preparar utilizando técnicas complementarias de tal forma que se pueda adquirir más información como la determinación de parámetros cristalinicos o mineralogía cuantitativa. Es una técnica no destructiva

y por lo general se utilizan pequeñas cantidades para el análisis, menos de un gramo en el caso de que sea necesario. [9]

C. Fluorescencia de rayos x

XRF se basa en la excitación de los átomos de la muestra mediante fotones de rayos X de alta o baja energía. Cuando los rayos X incidentes con energías suficientes interactúan con los átomos, los electrones de la capa interna se ionizan o ascienden a niveles de energía más altos. Esta excitación desestabiliza los átomos y, a medida que regresan a su estado fundamental, emiten rayos X que son característicos de los elementos específicos presentes en la muestra. Se utilizan varias configuraciones experimentales en los instrumentos XRF, cada una diseñada para aplicaciones y tipos de muestras específicos. La configuración más común utilizada para el análisis de PM es XRF de dispersión de energía (EDXRF), que utiliza un detector para medir la energía de los rayos X emitidos por una muestra. Se utilizan dos técnicas adicionales basadas en XRF: XRF de longitud de onda dispersiva (WDXRF) y Micro XRF (μ -XRF) [10]

D. Ensayo al fuego

El Método de Ensayo al Fuego consiste en realizar homogenización y una fusión de la muestra con diferentes fundentes de tal manera que se obtengan dos fases: una escoria constituida principalmente por silicatos complejos y una fase metálica que colecta nuestros metales de interés, el Au y Ag, la cual es el plomo. Luego se realiza un Análisis Químico o determinación gravimétrica, según condiciones finales de la muestra. Posteriormente se procede a realizar el ensayo de copelación donde el botón de plomo junto con una copela (un pequeño recipiente que consiste en ceniza de hueso), se introduce en un horno. El plomo con la interacción del aire, forma el óxido de plomo donde se absorbe un 90% en la copela. Luego de la copelación se obtiene el dore que es una aleación de plata y oro, se pesa el dore y luego lo coloca en ácido nítrico, lo cual elimina la plata. Lo que queda es oro puro. El probador pesa esto y desarrolla una relación entre el oro y todo el peso de la muestra.

E. Concentración gravimétrica

La concentración gravimétrica consiste en separar las diferentes especies mineralógicas aprovechando la diferencia de densidades entre estas. Aprovechando que el oro tiene una densidad alta, la separación por densidades se hace más efectiva cuando la diferencia entre estas es mayor, lo que implica que sea más fácil la separación con la ganga que por lo general es el cuarzo, de baja densidad. Si parte de la ganga está aún ligada a las partículas de oro, disminuye su densidad específica, y por lo tanto pierde eficiencia la concentración.

Para la concentración gravimétrica del producto final de clasificación, se usan muchos mecanismos. Los equipos estacionarios incluyen: canaletas con rifles, conos y espirales. Entre los mecanismos móviles están: jigs y mesas concentradoras. De acuerdo al método de concentración gravimétrica que se utilice, este por lo general es tratado con un proceso suplementario que puede ser mediante flotación, fusión directa o por cianuración directa. La concentración centrífuga se muestra como alternativa para el tratamiento de partículas finas. [11]

Los equipos de concentración gravitacional más usados en el tratamiento de menas auríferas son los siguientes:

Tabla I.
Equipos y granulometría de separación
Nota: Fuente [11]

Equipos	Granulometría de separación
Canaletas	+100# (0,15 mm)
Jigs	3# - 20# (7 – 0,85 mm)
Mesas	20#-200# (0,85 - 0,075 mm)
Espirales	6# - 200# (2 – 0,075 mm)
Conos	6# - 200# (2 – 0,075 mm)
Concentradores centrífugos	65# - 12 μm (0,212-0,012 mm)

1. Índices metalúrgicos

Los índices metalúrgicos son números adimensionales que indican en las etapas de concentración una información acerca de la condición de separación y nos proporciona

parámetros para realizar un escalonamiento a nivel industrial con respecto a equipos y plantas de concentración.

Es necesario que la determinación de los índices este apoyada con un balance de masa, ya que si no se realiza previamente puede generar números absurdos e incoherentes para la toma de decisiones y el análisis del circuito de concentración

La evaluación de los índices metalúrgicos depende de la forma en cómo se realiza el muestreo, por lo general se hacen en un estado estacionario donde no haya una variación en los parámetros de cierto proceso con respecto al tiempo. En cambio, cuando ocurre lo contrario y las variables o parámetros cambian con el tiempo, lo que ingresa al proceso no es igual a lo que sale o puede haber alguna acumulación de masa en algún equipo del proceso. [12]

a. Recuperación

Se define como 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, o que ingresó a la operación.

$$R = \frac{C * t_c}{A * t_a} (1)$$

C = Peso del concentrado

Tc = Tenor del concentrado

A = Peso del alimento

Ta = Tenor del alimento

b. Razón de enriquecimiento

Se define como la relación que existe entre el tenor o porcentaje del mineral útil en el concentrado respecto al tenor o porcentaje del mismo mineral en la alimentación.

$$R_e = \frac{t_c}{t_a} (2)$$

El valor de la razón de enriquecimiento en una operación de concentración debe ser siempre mayor que la unidad

c. Razón de concentración

Se define como la razón entre la masa de sólidos en la alimentación A con respecto a la masa de sólidos en el concentrado C

$$RC = \frac{A}{C} \quad (3)$$

Nótese que este índice no da información de calidad, si no de capacidad, esto es, de los flujos que entraron salieron del separados y permite calcular por ejemplo cuantas toneladas se deben de alimentar para producir una tonelada de concentrado

d. Rendimiento de concentración

Se define como la relación entre la masa en el concentrado respecto a la masa en la alimentación

$$V = \frac{C}{A} \quad (4)$$

e. Criterio de concentración.

Se utiliza como herramienta matemática para tener una idea general de la facilidad para separar minerales mediante técnicas gravimétricas. Fue desarrollado por Taggart en 1945, sobre la base de datos experimentales. La ecuación (5) representa al criterio de concentración

$$\text{Criterio de concetracion} = \frac{Dh - Dl}{Dl - Df} \quad (5)$$

Dónde:

Dh = Densidad relativa del mineral denso

Dl = Densidad relativa del mineral liviano

Df = Densidad relativa del medio fluido

Cuando el criterio de concentración es mayor a 2,5 la separación es eficiente hasta una malla #200. Un valor entre 2,5 y 1,75 indica que la separación es eficiente hasta una malla #100. De 1,75 a 1,50 la separación es posible hasta una malla #10, valores menores indican que la separación es muy poco eficiente. [12].

F. Mesa wilfley

Una mesa wilfley es un proceso de concentración que es de gran ayuda para la minería debido a que no se necesita de algún tipo de reactivo de tal forma que contribuye con el medio ambiente y nos permite separar las diferentes especies mineralógicas de valor como el oro.

Esta mesa se la puede describir como un plano rectangular o romboide que adicionada a su superficie contiene rifles. El mecanismo de esta mesa funciona mediante un movimiento longitudinal, a lo largo del eje axial, debido a las características mecánicas dentro de las cuales se encuentra un resorte que tiene como función dar estos movimientos al mismo tiempo que el agua fluye en la dirección del eje más corto.

La mesa wilfley consta de dos funciones, la primera función consiste en separar las especies mineralógicas en diferentes fases, mientras que la función secundaria es hacer que la separación sea efectiva descargando las diferentes fases en compartimientos separados.

El proceso gravimétrico es la separación de metales o minerales con diferente densidad a partir que se esparcen por toda la superficie dependiendo el grado de la inclinación con ayuda de la fuerza de la gravedad y el flujo de agua. [13]

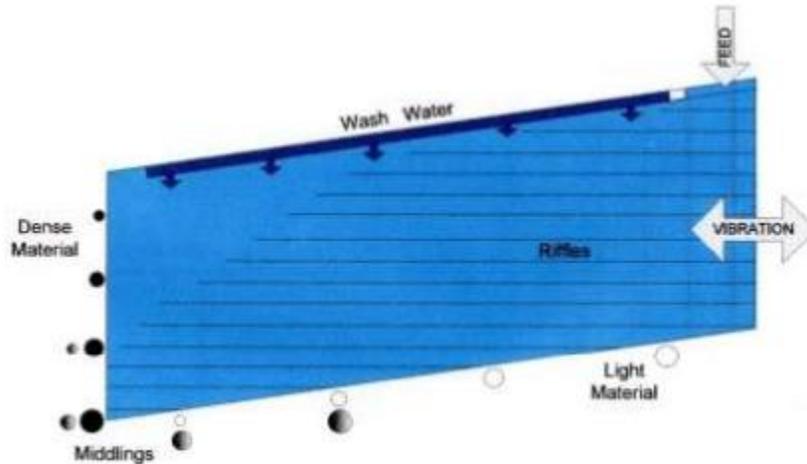


Fig. 5. Representación de una mesa de concentración wilfley

Nota: Fuente [13]

G. Flotación

La flotación se puede definir como un proceso físico químico que sirve para separar partículas finas de minerales valiosos de los no valiosos aprovechando las propiedades de superficie mediante la adherencia de las partículas valiosas a las burbujas de aire.

El tamaño de partícula es de gran importancia ya que a tamaños de partícula aproximadamente superiores a los 150 μm la adherencia que hay entre partícula y burbuja de aire se ve afectada de tal forma que esta cae por ser más pesada afectando el arrastre del mineral valioso, de igual forma la espuma debe de tener consistencia para el arrastre del mineral. Estos parámetros junto con otras condiciones que conforman una celda de flotación que está representada en la figura 5, se relacionan con las propiedades hidrofílicas e hidrofóbicas de los sólidos a separar y los diferentes reactivos que conforman el proceso de flotación por espuma que son los colectores, espumantes, y modificadores entre otros. [14]

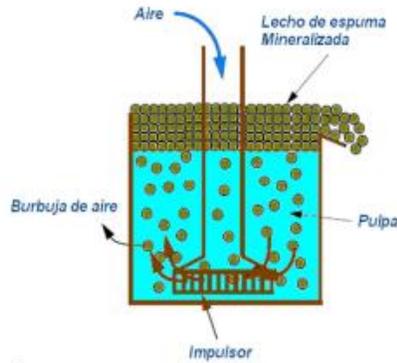


Fig. 6. Celda de flotación

Nota: Fuente [14]

Como se ha mencionado anteriormente el proceso de flotación depende de las propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas de las especies mineralógicas de tal forma que es un comportamiento que relaciona principalmente al agua con las partículas y la relación referente en cuanto a la mojabilidad.

Minerales Hidrofílicos: Son mojables por el agua y también denominados como aerofóbicos, ósea que no se adhieren a las burbujas de aire, constituidos por: óxidos, sulfatos, silicatos, carbonatos y otros, que generalmente representan la mayoría de los minerales estériles o ganga. Haciendo que se mojen, permanezcan en suspensión en la pulpa para finalmente hundirse. [14]

Minerales Hidrofóbicos: Son aquellos que no son mojables o son poco mojables por el agua y también denominados aerofílicos con adherencia a las burbujas de aire, dentro de ellos tenemos: Los metales nativos, sulfuros de metales o especies tales como: Grafito, carbón bituminoso, talco y otros, haciendo de que evite el mojado de las partículas minerales, que pueden adherirse a las burbujas de aire y ascender. [14]

Tipos de flotación

Flotación directa: Para esta técnica se selecciona un colector específico para el mineral que se quiere hacer flotar y este se saca por el sobre flujo de la celda.

Flotación inversa: Para emplear esta técnica se selecciona el colector específico para la ganga, la cual sale por el sobre flujo de la celda, dejando el mineral de interés en el fondo.

Flotación diferencial: Esta técnica se emplea cuando hay dos o más minerales de interés, entonces se hace flotar primero uno de los minerales y el otro se hace flotar en los relaves.

Flotación masiva: En esta técnica se hacen flotar todos los minerales de interés al mismo tiempo, empleando los colectores para cada mineral y la misma condición de pH. [15]

Reactivos de flotación

La flotación como un proceso selectivo debido a los diferentes tipos de minerales con propiedades superficiales variables, los reactivos juegan un papel importante ya que son los responsables de la interacción con las diferentes especies mineralógicas y además tienen una gran influencia en el proceso de flotación en cuanto a dosificación, el orden al agregar y tiempo de acondicionamiento, de tal forma que algunos de los reactivos más importantes son:

Colectores

Los colectores son compuestos orgánicos que interaccionan con las partículas de tal forma que se aumenta la hidrofobicidad y una mejor adherencia a la burbuja. Los colectores más comunes son los solubles y ionizantes los cuales tienen una amplia aplicación y son lo más comunes. Son heteropolares, es decir, la molécula contiene un grupo no polar y un grupo polar. En la figura 6 se muestra una clasificación de los diferentes colectores [16]

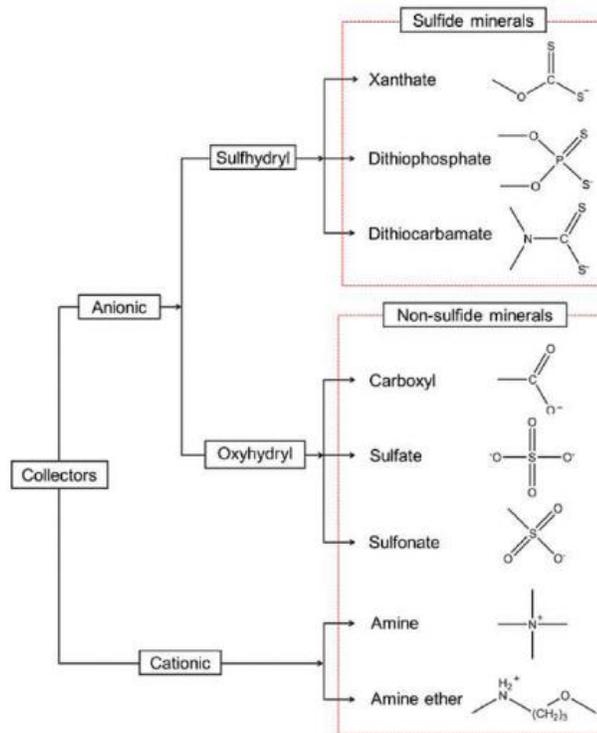


Fig. 7. Clasificación de los colectores

Nota: Fuente [14]

Espumantes

Los espumantes son reactivos de tipo tensoactivos que actúa en la interfase aire-agua. Al igual que los colectores son compuestos orgánicos heteropolares donde tienen una parte polar (hidrofílico) y una cadena hidrocarbonada hidrófoba. Cuando se dosifica el espumante en la celda de flotación la parte polar de la molécula reacciona con el agua mediante los enlaces de hidrogeno, de tal forma que se adhiere a la fase aérea que es la burbuja y el grupo no polar queda orientado hacia el aire. Hay ciertas condiciones o parámetros importantes en la celda de flotación para que la burbuja cumpla su misión de arrastrar el mineral valioso y son los siguientes:

Entre más pequeña sea el tamaño de la burbuja hay más cantidad de estas y por lo general mayor superficie de contacto con el mineral de interés de tal forma que aumenta el contacto de estas y su cinética de flotación.

Un factor importante es el control de la velocidad de ascenso de las burbujas en la celda de flotación, entre más lento sea el desplazamiento de las burbujas mayor contacto tiene con el mineral valioso. [16]

Reguladores

Los reguladores, o modificadores, se utilizan mucho en flotación para modificar la acción del colector, ya sea intensificando o reduciendo su efecto hidrófugo sobre la superficie del mineral. De este modo, hacen que la acción del colector sea más selectiva hacia determinados minerales. Los reguladores pueden clasificarse en activadores, depresores, dispersantes o modificadores del pH. [17]

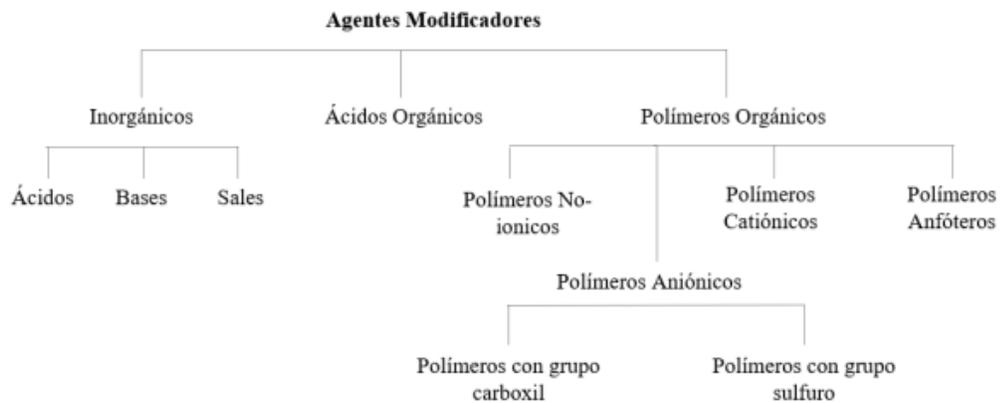


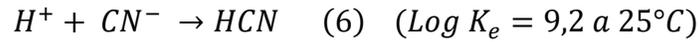
Fig. 8. Clasificación de los diferentes agentes modificadores

Nota: Fuente [17]

H. Cianuración

En 1889 los hermanos R. Y W. Forrest y J.S. MacArthur han establecido como practica universal la lixiviación donde se utiliza el cianuro en un medio alcalino como agente lixivante para la extracción de metales preciosos. El proceso consiste en la disolución selectiva de los metales preciosos en soluciones de cianuro alcalino, para posteriormente precipitarlos a su estado puro, mediante las técnicas fisicoquímicas como la cementación, electrólisis, etc. [18]

En los procesos de cianuración, las briquetas solidas de cianuro de sodio se disuelven en el agua para formar el anión de sodio (Na^+) y el ion cianuro (CN^-). El ión cianuro se puede combinar luego con el ion hidrógeno para formar HCN molecular, según la reacción: [19]



En solución acuosa, sería más acertado considerar el siguiente equilibrio:



La medida en que esta reacción se desplace a uno u otro lado depende casi exclusivamente de pH de la solución. Si el pH no es muy elevado, la concentración de protones (H^+) en el agua será importante y la reacción (6) se encontrará desplazada la derecha, según la figura 5, y de acuerdo con el principio de Le Chatelier. Así, a valores de pH bajos, predominará el ácido cianhídrico (fase estable) sobre el ion cianuro. En cambio, si el pH es elevado, la concentración de protones será pequeña y la reacción (6) estará desplazada hacia la izquierda, predominando entonces la forma iónica. En condiciones normales de temperatura y presión, las concentraciones de HCN Y CN^- son iguales a un valor de pH de aproximadamente 9,4. Las proporciones relativas de ambos compuestos en función del pH quedan reflejadas en la gráfica 8. [19]

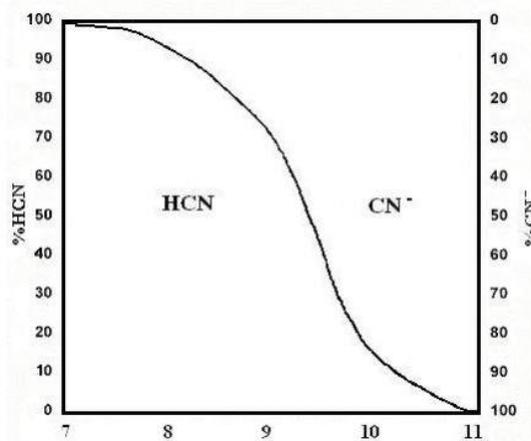


Fig. 9. Equilibrio HCN/CN- en función del pH

Nota: Fuente: [19]

1. Mecanismo electroquímico

Existen 2 mecanismos que predominan en un proceso de lixiviación que son los físicos y los químicos. De tal forma que en el proceso de cianuración se establece mediante los principios electroquímicos de la corrosión en cuanto la disolución. Representado por las siguientes reacciones: [20]

2. Reacción anódica

En la lixiviación se forma un complejo de aurocianuro estable mediante la oxidación de Au a Au⁺ junto al cianuro; estando así el oro en solución es transportado al seno de la solución [20]

3. Reacción Catódica

En la reacción catódica el oxígeno obtenido del aire y el agua presente en la solución forma peróxido de hidrógeno y iones OH que son transportados al seno de la solución. La oxidación de oro en la zona anódica va acompañada de la reducción de oxígeno sobre la superficie metálica en la zona catódica, dado que hay un flujo de electrones entre la fase líquida en la que se encuentra el oxígeno disuelto y el cianuro, y la fase sólida constituida por el oro. Esto se puede ver representado en la Figura 6. [20]

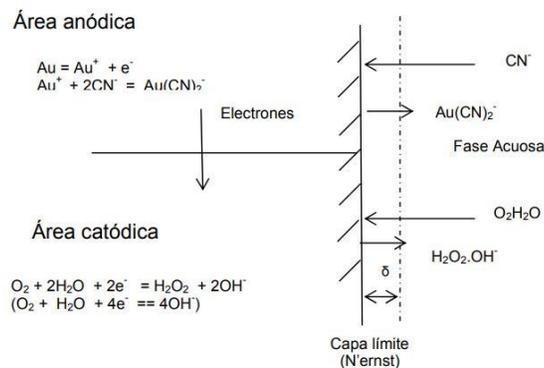


Fig. 10. Esquema de la disolución de oro en cianuro

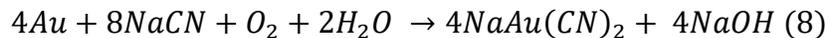
Nota: Fuente [20]

4. Teoría del proceso de cianuración

En los procesos de cianuración se señalan algunas teorías que han sido propuestas para explicar el mecanismo de disolución del oro y plata en solución acuosa de cianuro

a. Teoría del Oxígeno

En la lixiviación para la disolución del oro junto al cianuro en solución, el alemán Elsner en 1846 estableció que el oxígeno era importante para la disolución de oro en una solución de cianuro. Tal como se presenta en la siguiente ecuación: [21]



5. Principales factores que afectan el proceso de cianuración

a. Efecto del oxígeno

De acuerdo a la ecuación de Elsner uno de los factores importantes para la disolución de oro es el oxígeno. En soluciones de cianuro el oxígeno depende de unos factores tales que influyen en la recuperación del oro. Un factor es la concentración de cianuro, a bajas concentraciones la velocidad de reacción del oro disminuye debido a que la presión de oxígeno no tiene un alto efecto.

Pero en elevadas concentraciones de cianuro, la velocidad de reacción es independiente de la concentración del solvente, entonces la velocidad depende de la presión de oxígeno. Otro factor importante es la concentración del oxígeno, en sistemas donde la agitación del sistema aumenta más de lo normal produce un efecto negativo con respecto a la disolución de oro ya que este se pasiva y en efecto disminuye la velocidad de reacción. Por el contrario, cuando la concentración de oxígeno no se excede, la velocidad de reacción incrementa. La velocidad de

transferencia de masa del oxígeno disminuye, cuando aumenta la densidad de pulpa y baja el tamaño de partícula. [22]

b. Efecto de la temperatura

La recuperación de oro en la lixiviación en una solución de cianuro tendrá un aumento cuando la temperatura también lo hará, debido a que las especies en la solución aumenta la velocidad de la reacción química y de igual forma la difusión con otras especies. La recuperación de oro con 0.25% de KCN llega a un máximo en 85°C, por encima de esta temperatura, la disminución de la solubilidad del oxígeno es mayor que los beneficios del aumento de la velocidad y difusión iónica. [22]

c. Efecto del tamaño de partícula

Por lo general luego del proceso de concentración previo a la lixiviación, el tamaño de partícula del concentrado o del mineral afecta el proceso de disolución. Entre más pequeña sea el tamaño de partícula, mayor superficie expuesta de contacto tendrá con respecto al cianuro, esto permite que la velocidad de reacción aumenta y en efecto la recuperación de oro sea efectiva y aumente. El oro presente en el mineral tiene una física de rotura durante la molienda, lo cual hace que exista mayor liberación de oro en la superficie. [23]Las partículas de oro con granulometrías de 45 µm, requieren 13 horas para disolverse, mientras que partículas de 150 µm, requieren de un tiempo de 44 horas. [22]

d. Concentración de cianuro

Esta variable es importante en la disolución del oro, ya que influye directamente en la cinética dentro del proceso de lixiviación, Así mismo la dosificación de este reactivo se controla mediante las briquetas de cianuro o en una solución concentrada. En la figura 7 se muestran las variaciones de oxígeno disuelto en la solución de cianuración, con una concentración de 8.2 mg/L, en el nivel del mar y 25°C. [22]

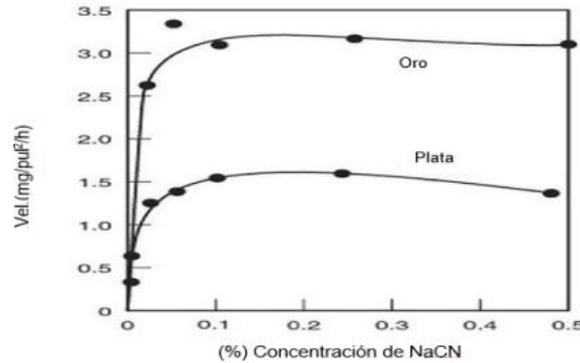


Fig. 11. Efecto de la concentración de cianuro

Nota: Fuente: [22]

e. Efecto de los reguladores de pH

En la lixiviación de oro mediante la cianuración, el pH tiene un papel importante y presenta unas funciones que se describen a continuación:

Evitan pérdidas de cianuro por hidrólisis y/o por la acción del dióxido de carbono en el aire

Descompone los bicarbonatos en el agua antes de ser usados en cianuración

Neutraliza los compuestos ácidos en el mineral como sales ferrosas, férricas y sulfato de magnesio en el agua, también ayuda a la sedimentación de partículas finas de mineral En el proceso de cianuración de Las funciones de los reguladores de pH son trascendentes.

Mejora la extracción cuando se trata de minerales complejos, por ejemplo, teluros, los cuales se descomponen más rápidamente a mayores alcalinidades

Algunos reactivos que se utilizan para regular el pH son el hidróxido de calcio o el óxido de calcio dentro de los más comerciales teniendo variadas funciones. De acuerdo a la figura 5 el comportamiento para diferentes valores de pH tiene una importancia en el proceso de cianuración. En valor de pH cercano a 9.31 la mitad del cianuro total se encuentra como HCN mientras que el resto se presenta como cianuro libre (CN⁻), a pH 10.2 el 90% del cianuro se encuentra como CN⁻ pero a pH 8.4 el 90% está como HCN. Este rango se debe controlar

cuidadosamente, por esto, el rango usual de pH está entre 10.5-11.5, para obtener mejores condiciones de cianuración. [22]

I. Cianuración en botella

Las pruebas de cianuración en botellas que se realizan a nivel de laboratorio son un procedimiento que nos sirve para determinar la información sobre diferentes aspectos o parámetros como lo son el consumo de cianuro, el de cal y la evaluación de valores de oro y de sales solubles de una forma cualitativa. Estos ensayos se realizan en el laboratorio en unos rodillos de tal forma que se pueda adecuar las diferentes botellas al mismo tiempo y evaluar en cierto tiempo los parámetros. La botella en la que se realiza la cianuración la compone una pulpa que me relaciona el mineral o el concentrado con cierta cantidad de agua donde junto con el cianuro y el agente que controla el pH se pone en agitación de tal forma que cada vez que se tenga un tiempo determinado, se realice una evaluación del consumo de cianuro y la medición del pH. La información que se obtiene del ensayo con el tiempo nos permite obtener la recuperación de oro a través de tiempo. [24]

J. Diseños estadísticos experimentales

La experimentación dentro del proceso científico debe ir asistida por técnicas estadísticas, los análisis descriptivo y exploratorio de datos ayudan en el reconocimiento de los problemas y en el planteamiento de las hipótesis, el diseño estadístico de experimentos y el muestreo aportan las bases para la planeación, recolección de datos y validación de la información, y la inferencia estadística, por medio de la contrastación de hipótesis, estimaciones y conclusiones, es la única que ofrece métodos basados en la probabilidad para obtener inferencias inductivas válidas. La estadística sirve de puntal al investigador en el diseño y análisis de sus experimentos. Bien aplicada, conduce a la realización de diseños más eficientes con el consiguiente ahorro de tiempo y recursos, a la vez que se gana en información. [25]

K. Detoxificación del cianuro

En los procesos de extracción de oro tipo veta, por lo general se utilizan procesos unitarios para concentrar el mineral valioso mediante cianuración. Los residuos que se generan se depositan en relaveras, pero de igual forma contienen tanto elementos pesados como cianuro, perjudicando principalmente a las fuentes hídricas. Consecuentemente se necesita neutralizar o detoxificar estos desechos previniendo y cuidando el medio ambiente. Actualmente existen varios métodos que nos ayudan a eliminar el cianuro, entre estos se encuentran la oxidación de dióxido de azufre-aire, el método de cloro- álcali o la oxidación mediante peróxido de hidrogeno, procesos de precipitación de hierro/cobre, adsorción de carbón activado, intercambio iónico, fotooxidación, oxidación electrolítica y oxidación bacteriana, a continuación, se muestra la reacción mediante la cual se presenta la oxidación mediante la oxidación por peróxido de hidrogeno. [26]



VII. METODOLOGÍA

A. Estado inicial del mineral

El mineral proviene de una mina de veta ubicada en el municipio de Anorí, Antioquia, donde se reciben 17 kilos, en las cuales presenta unas características cualitativas que resalta diferentes minerales como el cuarzo y algunos sulfuros asociados de tal manera que este se recibe en estado natural sin pasar por algún proceso de conminución.

B. Proceso de conminución del mineral

Se procedió a realizar un muestreo del mineral, mediante diferentes formas de cuarteo, donde inicialmente se emplea el cuarteador de jones, para seleccionar inicialmente 2 kg como una muestra representativa para realizar su caracterización.

Luego de un cuarteo exhaustivo se procede a utilizar un mazo para reducir el tamaño de partícula del mineral, para comenzar con la etapa de trituración primaria en una trituradora de quijada de marca BRAUN CHIPMUNK tipo Blake en el laboratorio de mineralurgia en la facultad de ingeniería de la universidad de Antioquia, de tal forma que se obtenga un tamaño de partícula entre 4 y 5 cm, posteriormente el mineral se lleva a una etapa de trituración secundaria en la cual se utiliza una trituradora de rodillo CONSOLIDATED STRUTEVANT MILL CO modelo KT916 donde se lleva el mineral a un tamaño por debajo de los 2 mm.

C. Caracterización macroscópica del mineral

De acuerdo al proceso de conminución del mineral se obtiene una muestra de 2 kg de la cual se cuarteo por el método de torta, hasta diferentes muestras donde inicialmente se va a realizar la caracterización mediante un estereoscopio de marca SPENCER de forma cualitativa, de tal forma que se pueda indicar que tipo de minerales se presentan y que más adelante se pueda comparar con los resultados de la caracterización por DRX y FRX.

D. Caracterización química del material

La caracterización química del material es importante ya que nos da información acerca de los elementos que componen nuestro mineral y de igual forma nos permite tomar decisiones con respecto al proceso de concentración a elegir.

Con la muestra previamente cuarteada, de los 2 kg se cuarteó por el método de torta hasta obtener 40 gr de los cuales la mitad son para el ensayo de difracción de rayos x y la otra para la fluorescencia de rayos x, cada muestra se preparó moliendo hasta malla -200.

Los ensayos de DRX Y FRX se realizan en la Universidad de Antioquia, donde el ensayo del FRX se realizó en la Facultad de Ciencias Exactas y Naturales en el laboratorio del grupo de investigación “Catalizadores y adsorbentes”, en el cual se empleó un espectrómetro marca THERMO SCIENTIFIC referencia WDXRF OPTIM'X., mientras que el ensayo de DRX se realizó en la Facultad de Ciencias Exactas y Naturales, en el laboratorio de espectrometría, donde se utilizó un difractómetro de rayos X, marca RIGAKU, MINIFLEX con ánodo de Cu, radiación K- α de longitud de onda 1,5406 y paso de 0,5

E. Ensayo al fuego

El ensayo al fuego es una técnica de caracterización química que nos permite determinar los tenores de oro y plata en nuestro mineral, de tal forma que este ensayo se implementa para nuestro mineral de cabeza, el análisis por mallas (malla valorada) y para los concentrados de cada proceso de concentración.

Se necesita saber si nuestro mineral es de tipo reductor u oxidante y para esto se determina el poder reductor, de acuerdo a la muestra principal la cual se cuarteo de nuestro mineral, de los 2 kg se vuelve a cuartear por el método de torta de tal forma que se obtengan 40 gr para realizar el ensayo al fuego, 3 gr para el ensayo del poder reductor y 30 gr para realizar un lavado por arcillas para determinar el porcentaje de arcillas. Por otro lado, para estos ensayos de caracterización, al mineral cuarteado se le realizó una molienda hasta 75 micras.

1. Determinación del poder reductor, PR

Para determinar el poder reductor de nuestro mineral de cabeza, se deben de implementar unas cargas o fundentes de acuerdo a nuestra caracterización macroscópica inicial por el estereoscopio, donde de una forma cualitativa se observa una cantidad mínima de sulfuros aproximada de 1% y el resto en arcillas, óxidos y sílice en su gran mayoría, por lo que se toman las siguientes cargas en la tabla II debido a la baja cantidad de sulfuros.

Tabla II
CARGAS USADAS PARA DETERMINAR EL PR DEL MINERAL DE CABEZA

Reactivos	Cantidad (gr)
mineral	10
Carbonato de sodio	20
litargirio	35
bórax	2

Cada una de estas cargas se mezclan y se homogenizan hasta que se obtenga un color característico de tal forma que no se distinga algún reactivo, luego se lleva crisol donde se agregan los 2 gramos de bórax de tal forma que cubra nuestra mezcla, llevándola a nuestra mufla a 1000°C durante 45 minutos. Finalmente se vierte en una payonera previamente precalentada la mezcla fundida para verificar si se obtiene las dos fases, un botón de plomo y la escoria, en el caso de presentar el botón de plomo se pesa y se realizan los cálculos estequiométricos para el ensayo al fuego.

2. Determinación de tenor de oro y plata

Luego de determinar el poder reductor de nuestro mineral, se tomaron 40 gr de nuestro mineral de tal forma que se realiza un ensayo por duplicado y se hace una molienda hasta que el mineral sea pasante la malla 140. De acuerdo al PR se realizan los cálculos estequiométricos y nuestra carga se homogeniza y se lleva a un crisol de cerámica cubriendo con bórax para una mayor fluidez, éste se crisol se ingresa en una mufla a temperatura de 1000°C por 1 hora. Posteriormente se vierte en una payonera precalentada, de tal forma que se obtiene el botón de plomo. Éste se pesa donde el peso debe de estar en un rango entre 25 y 30 gr. Luego se realiza la

copelación donde inicialmente se hace un precalentamiento de las copelas hasta que la mufla llegue a una temperatura de 650°C, donde se introducen las copelas en la mufla. A una temperatura de 850°C se agregan los botones de plomo en la mufla y a partir de los 950°C se cronometra 45 minutos. Se obtienen los dores (aleación de oro y plata) y se procede a pesar en una balanza analítica de marca AB 135-S METTER TOLEDO CLASSIC para determinar el tenor de oro y plata.

La última operación consiste en la disolución de los dores donde se realiza mediante ácido nítrico. Inicialmente se preparan dos soluciones de ácido nítrico a una concentración 50% y 33% donde se agregan 5 ml en un beaker junto con los dores en una plancha calentadora a una temperatura de 86°C, en la reacción se observan unos gases de color marrón lo que nos indica la reacción de la plata y se termina con un lavado con agua destilada de tal forma que se obtenga el oro. En la balanza analítica se verifica el peso del oro para determinar el tenor de oro, el cual se da en unidades de g/t.

El procedimiento para la disolución se realiza bajo campana extractora para controlar los gases del ácido y en cada procedimiento al utilizar la mufla se realiza con la respectiva seguridad que son la camisa, los guantes para alta temperatura y la máscara.

F. Caracterización fisicoquímica

En la evaluación de las características o propiedades fisicoquímicas de nuestro mineral para el ensayo de cianuración son de gran importancia e influye en el comportamiento de este como tal, de igual forma nos brinda una información inicial para obtener unas condiciones iniciales al momento de lixiviar, algunas de estas propiedades son la densidad del mineral, la cantidad de finos y arcillas, el pH del mineral y las sales solubles

1. Densidad del mineral

La densidad del mineral de cabeza, se calculó mediante la norma ASTM D854-10,

“Gravedad específica de los sólidos del suelo por picnómetro de Agua” que a su vez nos sirve para realizar los cálculos respectivos para determinar las variables en el proceso de concentración, como el porcentaje de sólidos y el ensayo de cianuración. La siguiente expresión nos determina la densidad de acuerdo a la norma:

$$\rho = \frac{w_1 - w_2}{w_3 + w_1 - w_2 - w_4} \quad (10)$$

Donde

w1: Peso picnómetro + muestra (g)

w2: Peso picnómetro vacío (g)

w3: Peso picnómetro + agua (g)

w4: Peso picnómetro + agua + muestra (g)

ρ = densidad del mineral (g/cm³)

Inicialmente para determinar la densidad por el método de picnómetro se pesó el w2 que es el picnómetro vacío, luego se procede con el w3 agregando el agua, por lo que se le quita el agua de tal forma que se pone a secar el picnómetro, se agrega un 1/3 de la muestra con respecto al picnómetro y se obtiene el w1, finalizando con llenar el picnómetro con el agua, pero a medida que se agrega debe de ser lentamente para que pueda mojar bien todo el mineral y no se produzcan burbujas.

2. Determinación de la cantidad de arcillas y finos

Inicialmente de nuestro mineral de cabeza se procede a realizar un cuarteo mediante el método de torta de tal forma que se tomaron 30 gr, de los cuales se procede a realizar un lavado en un tamiz de malla 400. Durante este proceso se agrega el mineral en el tamiz y con una cierta cantidad de agua constante sobre el tamiz y con una pequeña agitación el material particulado pasa la malla, luego de que se observa que el agua sale transparente, sin algún tipo de turbidez se agrega a una bandeja para su proceso de secado, luego de dos horas se pesa el mineral. En la siguiente expresión se determinó el porcentaje de arcillas:

$$\% \text{ Arcillas} = \frac{\text{Peso del mineral inicial} - \text{Peso del mineral final}}{\text{Peso del mineral inicial}} \quad (11)$$

3. *Determinación de sales solubles*

La determinación de sales solubles como férricas o ferrosas es de gran importancia antes de realizar los ensayos de cianuración, ya que estas nos perjudican presentando una reacción con el cianuro y aumentando el consumo de este mismo, de tal forma que no haya una buena interacción con el oro, habiendo una disminución en la recuperación del oro. Para determinar las sales se debe de tener como referencia la caracterización química para establecer las condiciones iniciales y el proceso describe a continuación:

Inicialmente para medir sales se pesaron 600 gr del mineral de cabeza, y se adicionan un tarro plástico de con capacidad de 4 litros junto con agua, luego en un orden en específico se realizaron los siguientes lavados:

Lavado con agua: Se agregan en el tarro plástico los 600 gr junto con 2 litros de agua y se homogeniza con una espátula, luego se ubica en el sistema de rodamiento del laboratorio de mineralurgia durante 1 hora de tal forma que este bien sellado puesto que no se puede filtrar agua ya que se pierde parte del mineral.

Lavado con cal: De igual forma al paso anterior, al terminar la hora se abre el tarro y se agregan 4 gramos de cal, se homogeniza la pulpa y finalmente se monta al sistema de rodamiento durante 1 hora.

Lavado con potasa: Este es el último paso para lavar el mineral y se realizó de la misma forma a los pasos anteriores, pero agregando 2 gramos de potasa, montando al sistema durante 1 hora.

Al final de cada etapa se deja decantar la pulpa de tal forma que clarifique el agua y de esta se tomaron 20 ml para medir sales, de tal forma que se siguen los siguientes pasos:

Se adicionó 2 gotas cianuro de sodio concentrado al 10%, se agita y se agregó 1 gota de fenolftaleína hasta que la solución tome un color rosado.

Luego se agregaron gotas de ácido clorhídrico a la solución de color rosado de tal forma que actúa como un borrador retornando la solución a un color transparente

Luego se agregaron de 6 a 10 gotas de cloruro férrico en constante agitación y al mismo tiempo se verifica el color la solución. Si se torna de un color ron – whisky, el mineral no tiene, en cambio sí es verde o azul, tiene sales y se debe de implementar un lavado más profundo.

G. Análisis de moliendabilidad

El análisis de moliendabilidad se realiza con el mineral ya cuarteado y se seleccionan 500 gr de tal forma que podamos evaluar el comportamiento de nuestro mineral en la molienda y determinar la cantidad de mineral retenido en cada tamiz, de tal forma que se pueda conocer la abertura por la cual va a pasar el 80% del mineral para un cierto tiempo.

Para realizar este análisis se emplean los siguientes pasos:

Con el mineral previamente cuarteado se agrega a un molino de bolas donde gira a unos 35 Hz y cada 5 minutos se para el molino sacando el mineral.

Luego de sacar el mineral se procede a utilizar un RO-TAP de marca PINZUAR modelo PS32 que es un agitador de tamices.

Para el agitador de tamices se utilizan los siguientes tamices tipo Tyler 6, 8, 14, 20, 50, 80, 100, 140, 200

Para cada tiempo de 5 minutos cuando se para el molino se haya el D80, de igual forma se hace un análisis granulométrico inicial como nuestro punto de partida (el minuto 0).

Finalmente se hace una curva de moliendabilidad que relaciona los D80 vs el tiempo

H. Análisis de malla valorada

En este análisis nos permite ver la distribución por mallas del tenor de oro, de tal forma que nos permite determinar o nos puede guiar para tomar una decisión de cuál va a ser nuestro proceso de concentración del mineral.

Para este análisis se realiza una granulometría donde se seleccionan los siguientes tamices tipo Tyler 50, 80, 100, 140, 200 y el pasante de la malla 200 (el fondo), para esto se toman 1500 gr y por cada tamiz se seleccionan 100 gr de los cuales 10gr son para realizar un lavado de arcillas y determinar el porcentaje arcillas, otros 20 gr para realizar una caracterización química mediante el ensayo al fuego por duplicado.

I. Concentración por mesa Wilfley

La concentración gravimétrica por mesa Wilfley nos sirve para realizar una separación por densidades de las diferentes especies mineralógicas especialmente cuando hay oro libre en nuestro mineral. Inicialmente para realizar pruebas y de acuerdo a la eficiencia del proceso de concentración, debemos de tener en cuenta la granulometría de acuerdo a la figura 11. Los demás parámetros se establecen con una caracterización inicial cuantitativa por FRX, cualitativa en el estereoscopio y con el criterio de concentración por densidades de las diferentes especies mineralógicas.

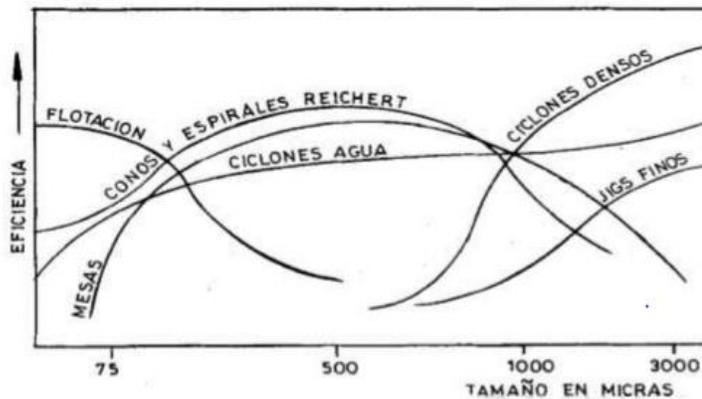


Fig. 12. Grafica de eficiencia vs tamaño de partícula en micras

Nota: Fuente [24]

Las pruebas iniciales se realizaron con 300 gr de alimentación donde el tamaño de partícula se encuentra entre mallas +80 y +35 variando algunos parámetros a medida que se

observa el comportamiento del mineral, y el ensayo se realizó en la mesa wilfley que se encuentra en el laboratorio de mineralurgia de la facultad de ingeniería en la universidad de Antioquia donde se toman unos parámetros iniciales que se encuentran en la tabla III.

Tabla III
PARAMETROS INICIALES PARA LA MESA WILFLEY

Parámetros	Condición inicial	Condición final
Malla	-35+80	-35+80
Caudal de agua (gal/min)	2	1
Inclinación	18	14

J. Concentración por flotación

La concentración por flotación se realizó en el laboratorio de mineralurgia de la facultad de ingeniería en la Universidad de Antioquia en una celda tipo Denver. Las pruebas se realizaron con el mineral de cabeza donde se hace una molienda hasta pasante malla 200, donde la granulometría adecuada para este ensayo es de 75 micras, los diferentes reactivos que se utilizaron se encontraban disponibles por parte del grupo de investigación MAPRE y los parámetros iniciales se relacionan de acuerdo a la caracterización del mineral donde se hace un ajuste de estos a medida que se realizan diferentes pruebas. En la tabla IV se presentan los parámetros y la variación de estos.

Tabla IV
PARAMETROS INICIALES PARA LA FLOTACION

Parámetros	condición #1	condición #2	Condición #3
% solidos	35	35	35
RPM	90	90	90
pH	7	8,5	7

Al obtener nuestro mineral con la granulometría pasante malla 200, procedimos a adecuar la celda tipo Denver con respecto a las revoluciones del impulsor y la dosificación de aire, luego realizamos los cálculos para una pulpa con un 30% en sólidos en la celda de 1,5 litros.

Con respecto a la dosificación de reactivos, inicialmente se condiciona la pulpa en un tiempo de 5 minutos mientras se mide el pH con un peachímetro, para la condición donde se mide el pH con un valor de 7, se agregan con un gotero previamente lavado unas gotas de ácido nítrico diluido, luego se dosificó el Xántato Amílico de Potasio condicionando durante 5 minutos, luego se dosificó el colector secundario que es el MX5180 en 5 minutos y finalmente se adicionó el espumante A65. Para la condición donde se agregó el modificador ARAMIN 9000, este se dosificó al inicio durante 5 minutos antes de adicionar el Xántato. Finalmente, al dosificar los reactivos se abre la llave del aire de tal forma que el caudal sea el mínimo y no se produzca un alto burbujeo, arrastrando la espuma durante 40 segundos donde se procede a secar el concentrado y las colas para determinar el tenor de oro con el ensayo al fuego por duplicado respectivamente.

K. Proceso de Cianuración

Luego de realizar el estudio de los procesos de concentración se realizaron ensayos de cianuración en botellas, tomándose para este proceso el mineral de cabeza. Los ensayos se hacen de forma directa con los lavados previos, las condiciones que se establecieron se muestran en la tabla V

Tabla V
PARAMETROS PARA LA CIANURACIÓN

Mineral (gr)	Volumen agua (L)	Concentración (g/L)	Tiempo (H)
600	1	1.5	8

El proceso de cianuración se realizó en el laboratorio de mineralurgia de la facultad de ingeniería y se empleó el método por cianuración en botella donde la agitación se hace mediante uso de rodillos. Inicialmente se prepararon 8 botellas con los parámetros que se establecen en la tabla V, de manera que las condiciones en la cianuración con respecto al pH sean las correctas. Para cada botella se le realizó una medición de sales antes de comenzar con la cianuración de acuerdo al procedimiento antes establecido de sales solubles. Luego para comenzar con la agitación de las botellas, primero se mide el pH de tal forma que este se encuentre en un rango de

10,5 a 11 ya que no queremos que se forme el HCN debido a los gases que se desprenden. En total tenemos 8 botellas donde cada 2 horas se para el sistema para medir el consumo de cianuro, el pH y en caso de tal consumo se vuelve a agregar la cantidad de cianuro para mantener constante la concentración con el tiempo.

Para medir los valores de oro, sales y consumo de cianuro se emplearon los siguientes reactivos, el yoduro de potasio junto con el nitrato de plata al 0.1 N midieron el consumo de cianuro, para los valores de oro se utilizó el sulfuro de sodio y para las sales la fenolftaleína, el ácido clorhídrico como borrador y el cloruro férrico.

Al finalizar cada tiempo de lixiviación de guardan 50 ml de la solución para llevar a análisis por espectroscopia de absorción atómica.

L. Diseño experimental estadístico de la cianuración

De acuerdo a las características iniciales del mineral se tomaron los parámetros para la cianuración y el diseño estadístico, junto con una profesional en el campo de la estadística se diseñó un modelo de experimento completamente aleatorizado donde en las tablas VI, VII y VIII se pueden ver las diferentes variables durante la cianuración.

Tabla VI

PARAMETROS DEL DISEÑO ESTADISTICO

Variable	Nombre	Numero de variables
Respuesta	Recuperación de oro (%)	4
Interés	Tiempo de cianuración (h)	

Tabla VII

PARAMETROS DEL DISEÑO ESTADISTICO DE LOS NIVELES

Niveles	Mínimo			Máximo
Variable de interés	2	4	6	8

Tabla VIII

PARAMETROS DEL DISEÑO DE RECUPERACIÓN

Interés	Recuperación
T6	
T2	
T8	
T6	
T4	
T8	
T2	
T4	

M. Detoxificación de las colas de la cianuración en botella

Los residuos del ensayo de cianuración se neutralizaron mediante el método con peróxido de hidrogeno concentrado. Inicialmente se mide el pH de tal forma que este se encuentre por encima de 12 o si no se realiza un ajuste con NaOH. Luego se puso en agitación durante 4 horas y la dosificación de peróxido de hidrógeno para una concentración de 1.5 g/L es de 4 cm³.

VIII. RESULTADOS

A. Caracterización macroscópica del mineral

Inicialmente se realizó una caracterización de forma cualitativa a el mineral en su estado de inicio o de entrega, donde se observó que en la gran parte del mineral se destaca el cuarzo que a su vez tiene como asociado a la pirita, calcopirita, galena y la limonita que se caracteriza por el color naranja

B. Caracterización por el estereoscopio

En la caracterización del mineral por el estereoscopio se procedió a realizar una trituration primaria o de quijadas y secundaria de tal forma que podamos fracturar nuestro mineral hasta un tamaño de partícula malla 80, para visualizar de una forma más clara cada especie mineralógica presente, como se mencionó anteriormente se había cuarteado el mineral de tal forma que sea una muestra representativa.

En la figura 12 se observó en el estereoscopio que gran parte del mineral tiene cuarzo, marcado como un círculo azul, la mica se referencia con un círculo morado, la limonita de color rojo, la magnetita con un círculo amarillo y los sulfuros con un círculo negro, pero en menor proporción como la pirita, calcopirita y galena. Con la ayuda de un imán logramos detectar poca cantidad de óxidos de hierro como la magnetita en forma de agujas como se puede ver en la figura # 12 en la parte derecha.



Fig. 13. Caracterización de las diferentes especies mineralógicas por el estereoscopio

Nota: Fuente Autor

C. Caracterización química y mineralógica del mineral

La caracterización química se realizó como un complemento para obtener un resultado cuantitativo de nuestro mineral con respecto a la composición química, fases cristalinas y verificar la caracterización cualitativa mediante el estereoscopio. Las dos técnicas que se utilizaron para dicha caracterización fueron la difracción de rayos X y la fluorescencia de rayos X.

1. Difracción de rayos X

Como se puede evidenciar en la figura 13 la fase cristalina que más predomina es el cuarzo α y en menor proporción el cuarzo β , también hay unos picos que hacen referencia a la ortoclasa que hace parte de la familia de los silicatos, afirmando la caracterización mediante el estereoscopio, además se presenta arcillas en menor proporción y en cuanto a la presencia de oro se puede afirmar que se encuentra asociado a los sulfuros de tal forma que no hay presencia de este. Con respecto a los sulfuros no se presentan fases cristalinas, aunque se detecta la esfalerita (sulfuro de zinc) como un ruido lo que nos quiere indicar un porcentaje bajo en lo que respecta a los sulfuros.

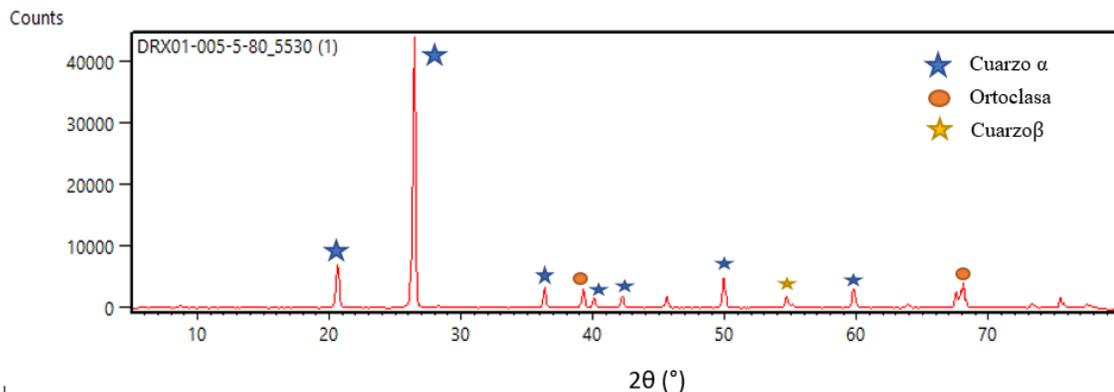


Fig. 14. Espectro de rayos X para el mineral de cabeza

Nota: Fuente Autor

2. *Fluorescencia de rayos X*

En la tabla IX se presentan los resultados del ensayo de fluorescencia donde se reafirma al silicio como el elemento que predomina en el mineral, además se evidencia diferentes tipos de óxidos que nos relacionan con las arcillas por la presencia de aluminio y magnesio. Por otra parte, óxidos de hierro como la magnetita también son presentes en el mineral, pero en menor proporción como se observó mediante el estereoscopio.

En cuanto a los compuestos que nos pueden afectar nuestro proceso de concentración por cianuración, elementos como el arsénico que por lo general se presenta como sulfuro que es la arsenopirita se encuentra en proporciones muy bajas de tal forma que esto nos proporciona información donde el oro presente en el mineral no se encuentra en solución sólida, si no que este asociado a los sulfuros

Tabla IX
COMPOSICIÓN ELEMENTAL DEL MINERAL DE CABEZA POR FRX

Elemento	% P/P	Elemento	% P/P
Si	42.38	Ca	0.0871
Fe	2.47	Px	0.0232
Al	1.18	As	0.0258
S	1.13	Ti	0.0152
Zn	0.546	Ba	0.0188
Mg	0.262	Mn	0.0095
K	0.360	Ni	0.0036
Cu	0.280	Cr	0.0029
Pb	0.170	Zr	0.0031

3. *Ensayo al fuego*

a. *Determinar el poder reductor del mineral PR*

De acuerdo a la caracterización del mineral podemos determinar el PR de nuestro mineral ya que nos muestra cual es la composición aproximada de los sulfuros de tal forma que

seleccionamos nuestra carga, así como el mineral de cabeza presenta aproximadamente 1% de sulfuros en la tabla X se muestran los fundentes:

Tabla X
FUNDENTES PARA DETERMINAR EL PR DEL MINERAL

Fundente	Cantidad (g)
Litargirio	30
Carbonato de sodio	20
Bórax	2
Mineral	10

Luego de realizar el procedimiento para determinar el PR del mineral de cabeza, no se obtuvo un botón de plomo por el que el PR del mineral es 0. Ya esto nos indica la poca cantidad de sulfuros en el mineral y finalmente es un resultado para determinar los fundentes para el ensayo al fuego

b. Ensayo al fuego del mineral de cabeza para determinar oro y plata

Inicialmente para realizar el ensayo al fuego de nuestro mineral se deben de realizar los cálculos estequiométricos, donde el resultado de las cargas se puede ver en la tabla XI

Tabla XI
FUNDENTES PARA EL ENSAYO AL FUEGO

Fundente	Cantidad (g)
Litargirio	42
Carbonato de sodio	25
Bórax	2
Mineral	20
Harina	3

Luego de tener las cantidades de los diferentes fundentes se homogenizan hasta llevar a un crisol donde se funden a 900° C durante 45 minutos dando como resultado una escoria de color verde tipo esmeralda que nos indica la presencia de cuarzo y hierro en nuestro mineral, y el botón de plomo como se puede ver en la figura 14 , este ensayo se realizó por duplicado para tener una

buena confiabilidad de tal manera que se obtuvieron valores de 30,2 g y 29,5 g para los botones de plomo donde nos indica una buena homogenización del mineral y las cargas correspondientes para cada uno de estos.



Fig. 15. Botones de plomo del ensayo al fuego

Nota: Fuente autor

Finalmente, al realizar la copelación y la disolución del dore, los resultados del ensayo al fuego se presentan en la tabla XII de cada prueba junto con los tenores de oro y plata.

Tabla XII

RESULTADOS DEL ENSAYO AL FUEGO DEL MINERAL DE CABEZA

Muestra	Peso doré (g)	Peso Ag (g)	Peso Au (g)	Peso Tenor Ag (g/T)	Peso Tenor Au (g/T)
1	0.00112	0.00104	0.00008	52	4
2	0.00115	0.00103	0.00012	51.5	6
Promedio	0.00113	0.00102	0.00011	51.2	5

D. Caracterización fisicoquímica

1. Cálculo de la densidad del mineral

Para determinar la densidad del mineral de cabeza utilizamos la ecuación 11 de tal forma que el valor obtenido fue de 2,266 g/cm³ por lo que nos sirve para realizar algunos cálculos en los ensayos para concentrar el mineral de cabeza.

2. *Cálculo de la cantidad de arcillas*

El contenido de arcillas se encuentra en la tabla XIII, donde este valor nos indica un bajo contenido de arcillas en nuestro mineral, en efecto influye con respecto al ensayo de cianuración ya que es de gran importancia porque nos afecta de forma directa el consumo del lixivante que es el cianuro evitando que se forme el complejo de aurocianuro. De igual forma este resultado se tuvo en cuenta para la determinación de los fundentes en el ensayo del fuego.

Tabla XIII
CANTIDAD DE ARCILLAS

Masa inicial (g)	Masa final (g)	% Arcillas
30	27.5	9

3. *Determinar sales solubles*

Para determinar las sales solubles del mineral de cabeza, inicialmente se pesaron 600 gr del mineral y 1 litro de agua, agregando en conjunto en un tarro de 4 litros. La pulpa se pone en agitación durante dos horas en los rodillos y se realizó 3 lavados, el primero con agua, el siguiente con cal y el ultimo con potasa.

En la figura 15 se muestra cada uno de los pasos para determinar las sales de las soluciones de los diferentes tipos de lavados, se puede observar una filtración transparente para no tener algún error al medir sales en la parte izquierda superior de figura 15, luego se titula con fenolftaleína para saber si se encuentra una solución concentrada de cianuro que nos indicó por medio del color rosa la presencia de este, adicionalmente se agregaron de 6 a 10 gotas de ácido clorhídrico para volver la solución transparente y finalmente se evaluó las sales solubles mediante el cloruro férrico, que de acuerdo a la figura 15 en la parte inferior izquierda no presenta sales por el color amarillo ron, este mismo resultado se dio para los 3 lavados.

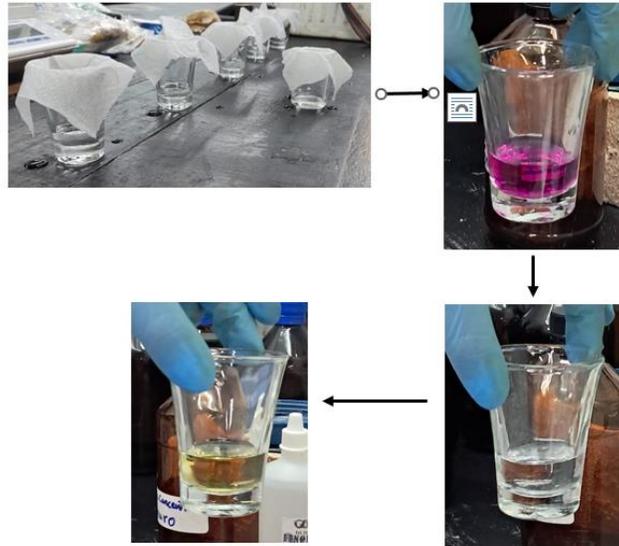


Fig. 16. Procedimiento para medir sales solubles

Nota: Fuente Autor

E. Análisis de moliendabilidad

En la figura 16 se muestra la relación del D80 vs el tiempo que se construyó a partir de los diferentes análisis granulométricos que se realizaron cada 5 minutos ya que nos describe como es el comportamiento del mineral al momento de realizar la molienda. Por consiguiente, a medida que se va aumentando el tiempo de molienda la gráfica tiene un punto de inflexión donde se ve que aumenta el tamaño de partícula en un tiempo de 35 minutos. Ahora bien debido a la caracterización inicial del mineral con un gran porcentaje de cuarzo, la molienda tiende a gastar más energía ya que por la dureza es más difícil de fracturar y de acuerdo a lo observado a la hora de analizar el mineral hay cierta cantidad que no logra fracturar y se mantiene constante con el tiempo o se reduce pero lentitud y es un gasto de energía para el proceso, por ende se procede a parar la curva a los 50 minutos, de igual forma debido a diferentes condiciones como la humedad y cierta cantidad de arcilla en el mineral tiende a aglomerarse por lo que puede ser otra razón para el comportamiento a través del tiempo.



Fig. 17. Curva del moliendabilidad

Nota: Fuente Autor

F. Análisis de malla valorada

El ensayo de malla valorada para el mineral de cabeza se realizó por duplicado para cada malla donde inicialmente por cada una de estas se determina el porcentaje de arcillas y los cálculos estequiométricos correspondientes para determinar las cargas en el ensayo al fuego.

De acuerdo a los resultados de la tabla XIV se puede evidenciar que los mayores valores del tenor de oro y plata se encuentran en las mallas más finas que son la +200 y la -200, lo que nos indica que a medida que molemos el mineral a tamaños de partícula de 75 micras hay un desprendimiento de los sulfuros en relación al cuarzo dado que en la caracterización inicial era evidente esa asociación y en efecto nos da una idea del proceso de concentración a seguir.

Tabla XIV

RESULTADOS DE LA MALLA VALORADA DEL ENSAYO AL FUEGO

Malla	Peso doré (g)	Peso Ag (g)	Peso Au (g)	Peso Tenor Ag (g/T)	Peso Tenor Au (g/T)
+50	0.00129	0.00128	0.000001	64	0.05
+80	0.00122	0.00121	0.0000001	60.5	0.05
+100	0.00147	0.00146	0.0000001	73	0.05
+140	0.00121	0.00119	0.00001	69.5	1
+200	0.00077	0.00072	0.00005	20	2.5
-200	0.00070	0.00063	0.00007	31.5	3.5

G. Concentración por mesa Wilfley

De acuerdo a la caracterización que se le realizó al mineral de cabeza con respecto al resultado en la malla valorada y el ensayo al fuego se procede a seleccionar el método de concentración. Ahora bien, en el proceso de concentración mediante la mesa wilfley se realizaron unas pruebas preliminares para determinar el comportamiento del mineral ya que el alto contenido de cuarzo presente no podría permitir la separación por densidades de nuestro mineral de interés que son los sulfuros.

Teniendo en cuenta el criterio de concentración en la ecuación 5, las diferentes especies mineralógicas presentes con una diferencia en sus densidades serian el cuarzo y los sulfuros que en este caso el de mayor cantidad es la pirita, no cumpliendo el criterio de concentración por gravedad, como se puede ver en la ecuación 12

$$C.C = \frac{5,1 \frac{g}{cm^3} - 2,6 \frac{g}{cm^3}}{2,6 \frac{g}{cm^3} - 1 \frac{g}{cm^3}} = 1,5 \quad (12)$$

De igual manera con respecto a los ensayos que se realizaron con las diferentes condiciones la composición del mineral tiene una gran influencia ya que al tener más del 80% de cuarzo y el contenido de sulfuros del 1%, no posibilitando la separación por densidades como se evidenció en las figuras 17 y 18



Fig. 18. Condición en la mesa wilfley con un ángulo de 18°



Fig. 19. Condición en la mesa wilfley con un ángulo de 14°

Nota: Fuente Autor

En la figura 17 las condiciones para la mesa fueron para una inclinación de 18° y un caudal de 2, de tal manera que se observó en cuanto al cuarzo que estaba en los finos, en el concentrado y no se presenta esta separación para los sulfuros, de igual manera se presenta para la condición donde el ángulo de la mesa es de 14° disminuyendo el caudal, pero en este caso el cuarzo se desplaza completamente al concentrado. Ahora bien, estos ensayos se realizaron con la idea de ver el comportamiento y de igual forma concentrar un poco más los sulfuros para eliminar lo más que se pueda la ganga. En efecto el criterio de concentración por gravedad no se cumple de acuerdo con la composición del mineral, y con respecto a los índices metalúrgicos no se lograron determinar debido a las características del mineral y la respuesta a los diferentes ensayos realizados.

H. Concentración por flotación

Teniendo en cuenta los resultados con respecto a los ensayos mediante la mesa wilfley sin poder concentrar el mineral de cabeza, se realizaron pruebas de flotación con el mineral de cabeza variando las diferentes variables y observando el comportamiento con respecto a la espuma, el color y el pH.

De acuerdo a las condiciones expuestas de las características del mineral, los diferentes ensayos de flotación presentaron el mismo comportamiento con respecto al color de espuma y el tiempo de flotación.

En las tablas XV y XVI se presentan los tenores del ensayo de flotación para un pH de 7 y los índices metalúrgicos. Se puede apreciar que el tenor del oro en las colas es de 2 g/T y en el concentrado con un valor de 4 g/T, esto nos indica que en el ensayo de flotación no concentró el mineral de cabeza y se puede ver claramente en la razón de enriquecimiento. Con respecto a la razón de concentración, tenemos que alimentar 6.6 toneladas de mineral para poder obtener un concentrado de 1 tonelada.

Tabla XV
TENORES DEL ENSAYO DE FLOTACIÓN PARA PH DE 7

Muestra	Peso (g)	Peso Tenor Au (g/T)
Cabeza	473.5	5
Concentrado	71	4.2
Colas	400.6	1.0

Tabla XVI

INDICES METALURGICOS

Índices	Resultado
Razón de concentración	6.66
Razón de enriquecimiento	0.84

Los valores de los tenores de oro en cada ensayo a diferentes condiciones incluyendo cuando se agrega el modificador ARAMIN 9000 son parecidos por lo que nos indica que la razón de enriquecimiento está por debajo del valor de 1. Una de las razones importantes ante el comportamiento del mineral en flotación es en parte por la influencia de la composición con respecto al cuarzo, sigue siendo fundamental de tal forma que no permite una buena flotación, de igual manera como se puede apreciar en la figura 19, el color gris metálico de la espuma nos indica la presencia de sulfuros, pero el tiempo de flotación en cada ensayo fue aproximado de 35 segundos, luego la burbuja se descarga y esto se observó con una espuma transparente y de color café claro. En los ensayos de flotación con este tipo de mineral es fundamental controlar las variables que controlan la celda de flotación tipo Denver, las revoluciones del embolo y el ingreso de aire nos ayudan a que el proceso sea más eficiente, sin embargo se deben de utilizar instrumentos de medición como un rotámetro para controlar de forma adecuada el flujo masico del aire en la celda ya que nos puede destruir las burbujas y por ende el mineral se descarga en la superficie de la celda, en efecto este fenómeno se presentaba en la celda de flotación del laboratorio ya que no se controla al inicio el flujo del aire.



Fig. 20. Concentrado en el proceso de flotación aun pH de 7

Nota: Fuente Autor

En la condición #3 de los ensayos se utilizó un reactivo llamado aramin 9000, el cual es un modificador que sirve para hidrofilar la ganga como cuarzo, sílice entre otros. Para este reactivo se hizo un acondicionamiento de 5 minutos al inicio de la preparación de la pulpa en la celda, de tal forma que hubiera una homogenización, aunque de forma cualitativa no se notó ningún cambio y como se mencionó el tiempo de flotación fue aproximado de 35 segundos descargándose toda la celda.

I. Cianuración en botella

En la figura 19 se presentan los valores de oro y la medición de sales que se realizó durante la cianuración. Estas mediciones se tomaron cada dos horas cuando se evaluaba el consumo de cianuro y para estas se tomaron de a 10 ml. Cada una de estas se hizo y se evaluó de forma cualitativa, de tal forma que para los valores de oro se agregaron de 3 a 5 gotas hasta un cambio de color tipo amarillo como se indica en la figura 19 en la parte izquierda, de igual forma cada vez que se aumentaba el tiempo y se realizaba la medición el color era más amarillo oscuro, lo que nos indicó que había más interacción del oro con el cianuro. Con respecto a la medición de sales solubles, para cada dos horas no se presentó ningún tipo de sal debido al color amarillo – ron como se puede observar en la parte derecha de la figura 19.



Fig. 21. Valores de oro y sales solubles

De acuerdo a las condiciones iniciales para la cianuración, la pulpa como tal tuvo un buen comportamiento al momento de recoger la solución con el complejo de oro ya que en el proceso de filtración se clarifica la solución de tal forma que los errores sean los mínimos.

En la tabla XV se presentan los resultados de la recuperación de oro, siendo el tiempo de 8 horas el de la mayor recuperación de 65%. A pesar de que el mineral de cabeza tiene una ley baja de oro y una cantidad pequeña de sulfuros, de igual forma sin tener oro en solución sólida los parámetros que se establecieron para la cianuración fueron los más adecuados.

Tabla XVII
RESULTADOS DE LA RECUPERACIÓN DE ORO DE LA CIANURACIÓN

Interés	Recuperación
T6	56.00
T2	29.67
T8	65.00
T6	56.70
T4	43.30
T8	66.30
T2	31.00
T4	50.00

Con respecto al consumo de cianuro, en la tabla XVI se muestra que cada 2 horas de agitación de las botellas se consume casi todo el cianuro, esto nos indica que puede haber cianicidas que evitan la interacción del oro con el cianuro. Cada 2 horas se debe de agregar los 1.5 g para mantener constante la concentración con el tiempo.

Tabla XVIII
CONSUMO DE CIANURO VS TIEMPO

Tiempo (h)	Consumo de Cianuro (g)
T2	1.5
T2	1.5
T4	1.5
T4	1.5
T6	1.4
T6	1.4
T8	1.3
T8	1.3

J. Análisis del diseño estadístico de la cianuración

De acuerdo a ensayos previos a la cianuración, a la caracterización física y química del mineral de cabeza y junto con los profesores del grupo MAPRE con experiencia y conocimiento en el proceso de cianuración se determinaron los parámetros para el diseño estadístico, de los cuales con los resultados de la cianuración en botella se alimenta un software de tal forma que se analice mediante una validación de supuestos las condiciones del proceso de cianuración en botellas.

Validación de supuestos

Es importante resaltar que para dar garantía del análisis es necesario revisar el cumplimiento de 4 condiciones que se verán a continuación por medio de gráficas y por medio de pruebas de hipótesis donde se usa como el Vp (valor p) de diferentes test para la toma de decisiones.

Aleatoriedad

Dado que no se presentan patrones, ciclos o tendencias en el gráfico de los residuales versus el orden de experimentación es posible afirmar que no hay problemas con el supuesto de independencia (ausencia de correlación entre los residuos) de los errores; información que se

puede confirmar con una confianza del 95% a través de una prueba de hipótesis usando el test de Rachas, que entrega un valor p mayor que 0.05.

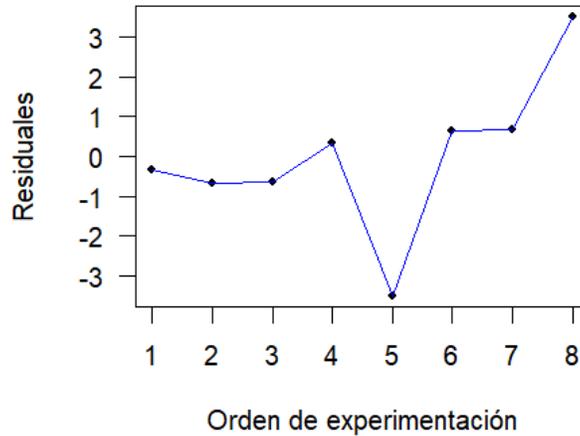


Fig. 22. Curva de aleatoriedad

Prueba de Rachas: Runs Test

Standard Normal = -0.76376, p-value = 0.445

Normalidad

A pesar de la presencia de dos datos que se alejan levemente de la línea de referencia e incluso se encuentran por fuera de las bandas de confianza, es posible afirmar que no hay problemas con el supuesto de normalidad; información que se puede verificar por medio de una prueba de hipótesis usando el test de Shapiro Wilk, ya que el valor p de la prueba es mayor que 0.05.

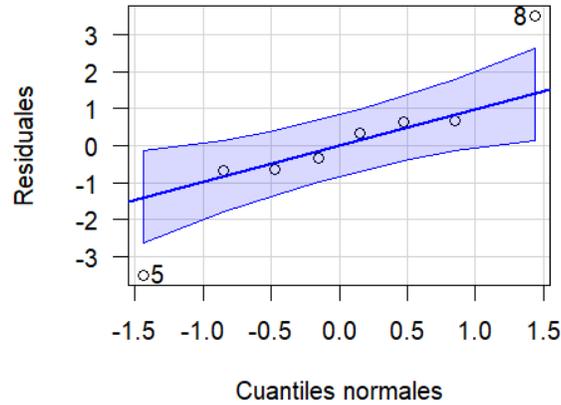


Fig. 23. Curva de normalidad

Shapiro-Wilk normality test

$W = 0.91555$, $p\text{-value} = 0.3948$

Homoceasticidad

En el gráfico no se evidencia variación significativa en la dispersión de los datos, situación que indica cumplimiento del supuesto de homoceasticidad o varianza constante; 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 0.05.

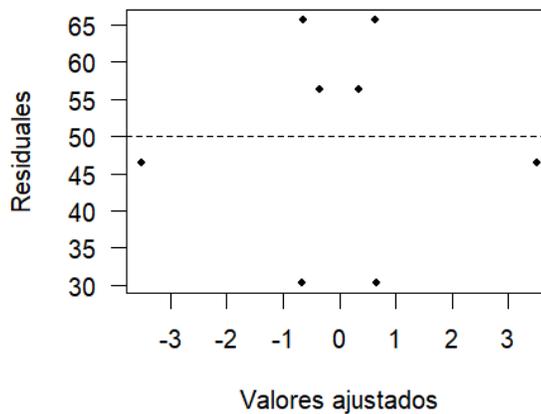


Fig. 24. Figura de homoceasticidad

Bartlett test of homogeneity of variances

Bartlett's K-squared = 4.2766, $df = 3$, $p\text{-value} = 0.2331$

Efectos de los factores

Al sumar los efectos de los diferentes niveles asociados al factor o variable de interés (Tiempo de cianuración), es posible confirmar que dan cero, con esto y todas las pruebas anteriores, es posible garantizar la inferencia realizada con confianza del 95%.

De la tabla XVII también es posible inferir que, al usar por ejemplo el tiempo de cianuración de 4 horas, el porcentaje de recuperación se disminuye con respecto al porcentaje promedio general en 3.209 unidades, mientras que, al usar el tiempo de 8 horas, el porcentaje de recuperación se ve aumentado en 15.941 unidades, de nuevo con respecto al porcentaje de recuperación global (49.71).

Tabla XIX
EFECTOS DE LOS FACTORES

	T2	T4	T6	T8
Efectos del tiempo	-19.374	-3.209	6.641	15.941

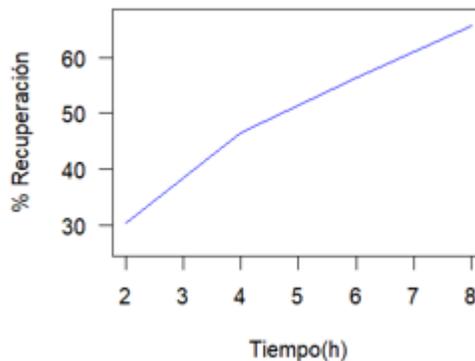


Fig. 25. Efecto del tiempo vs la recuperación del oro

Análisis de varianza

De acuerdo con los resultados en la tabla ANOVA ($vp=0.000672 < 0.05$) es posible afirmar que existen diferencias significativas en los diferentes niveles (2,4,6,8) de la variable tiempo de

cianuración, esto quiere decir que existe al menos un tiempo de cianuración que hace que el porcentaje de recuperación promedio sea diferente. (decisión tomada con una confianza del 95%)

Debido al resultado obtenido en el análisis de varianza se hace necesario realizar pruebas de comparaciones múltiples, en este caso se usará el método de Mínima diferencia significativa con el cual se puede ver que, cada tiempo de cianuración genera un resultado significativamente diferente, sino que al aumentar el tiempo de cianuración se incrementa el porcentaje promedio de recuperación. Se presenta en la figura 24 de tiempos medios o en la figura 25 de la figura de caja y bigotes.

Tabla XX
ANÁLISIS DE ANOVA

	Sumas cuadradas	Grados de libertad	Medias cuadradas	Estadístico	Vp (>F)
Interés (tiempo)	1367.7	3	455.9	68.88	0.000672
Residuales	26.5	4	6.6		
Total	1394.2	7			

Tabla XXI
DATOS PARA PRUEBAS DE COMPARACIONES MULTIPLES

Tiempo de cianuración	Promedio recuperación	Grupos
T8	65.65	A
T6	56.35	B
T6	46.50	C
T2	30.34	D

En la tabla XIX, específicamente en la tercera columna, hay una letra por cada “Grupo”, sin embargo, en este caso se concluye que no hay tratamientos o tiempos de cianuración que generen porcentajes de recuperación similares, también se evidencia en las figuras 24 y 25.

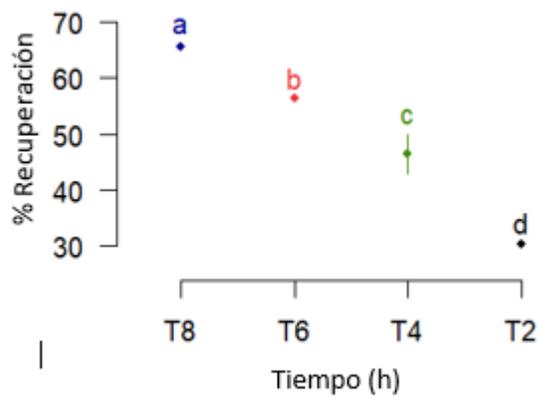


Fig. 26. Grupos y tiempos medios

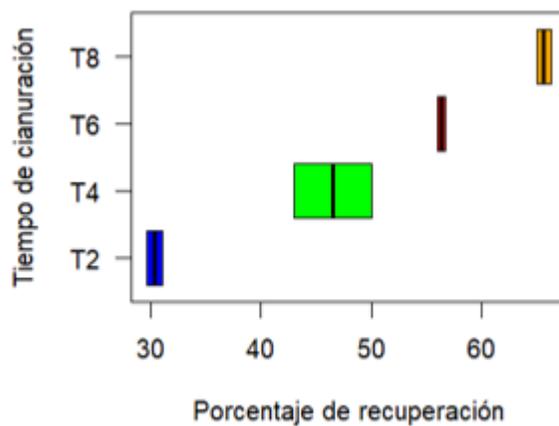


Fig. 27. Caja de bigotes

X. CONCLUSIONES

La caracterización que se le realizó al mineral mediante el FRX, DRX y el estereoscopio nos indicó en general que no hay especies mineralógicas como arsenopirita o pirrotina que nos afectan en el proceso de lixiviación de oro, pero si hay galena, pirita y calcopirita. Además, permitió determinar que no hay oro libre para evitar el efecto pepita y que este se encuentra asociado con el 1% de pirita, que es el sulfuro principal en el mineral estudiado.

Con respecto a la caracterización mediante el ensayo al fuego se determinó el tenor del mineral de cabeza con un valor de 5 g/T. En la mesa wilfley en las diferentes condiciones estudiadas, no se realizaron los ensayos al fuego debido a que no se presentó una separación de las especies mineralógicas, en cambio para la flotación los tenores de oro en el concentrado estaban por debajo del valor de cabeza y las colas con presencia de oro, de tal forma que no se logró concentrar el mineral como proceso previo para la lixiviación. Es por esto que se decidió realizar la lixiviación con cianuro con el mineral de cabeza.

El diseño estadístico de experimentos es una herramienta tecnológica muy importante en el estudio de procesos complejos donde se manejan varios parámetros o variables, en este estudio se determinó que la mayor recuperación del oro fue del 65 % a las 8 horas de lixiviación con cianuro, realizando previamente los lavados integrales.

Este estudio holístico permite concluir, que no es económicamente viable la planta de cianuración para este mineral de bajo tenor de oro y de difícil concentración. A menos que al profundizar en la veta se encuentren mayores porcentajes de oro.

Referencias

- [1] Lopez Perez y Gutierrez Amaya, «Minería de oro artesanal y la seguridad y salud en el trabajo,» Pereira, 2022.
- [2] A. D. Pino Valoyes, «Propuesta de minería tradicional sostenible para la región de San Juan Chocó,» *Tecnológico de Antioquia, Institución Universitaria*, 2021.
- [3] «PNUMA,» El uso del mercurio en minería de oro y a pequeña escala, [En línea]. Available: <https://www.unep.org/>.
- [4] «La republica,» 3 12 2024. [En línea]. Available: <https://www.larepublica.co>.
- [5] M. Cuentas Alvarado y J. Velarde Ochoa, «Mercury use in la Rinconada - Puno,» *Revista de medio ambiente y minería* , vol. 4, 2019.
- [6] M. Rajashekhar, «A review on adsorption mechanism of gold cyanide complex in to activation carbon,» *Journal of industrial and engineering chemistry*, toronto, 2022.
- [7] S. del Barrio Martín, R. Martínez Orio y A. Sánchez, «El beneficio del oro en minerales refractarios de la faja piritica,» 2019.
- [8] A. Barriga Vilca, «ESTUDIO DE LA EXTRACCION DE ORO DE CONCENTRADOS REFRACTARIOS MEDIANTE EL PROCESO ALBION,» Arequipa , 2019.
- [9] ET bergslien, «Evaluación por difracción de rayos X de cremas cuestionadas,» *Ciencia forense internacional*, Estados unidos, 2022.
- [10] F. Bilo, P. Cirelli y L. Borgese, «Elemental analysis of particulate matter by X-ray fluorescence methods: A green approach to air quality monitoring,» *TrAC Trends in Analytical Chemistry*, 2024.
- [11] O. Hinojosa Carrasco, «Concentración gravimétrica de menas auríferas,» *Revista Metalúrgica UTO*, 2016.
- [12] C. Feijoo Loayza, «recuperación de oro mediante concentración gravimétrica utilizando concentradores tipo z en el distrito minero zamora ecuador,» 2020.
- [13] M. F. Aguilar Asanza y J. O. Corella Merizalde, «Dsieño y construccion de una mesa concentradora para la optimizacion del proceso de extraccion del oro en una empresa minera

de Zaruma,» Guayaquil, 2016.

[14] J. J. Abarca Rodriguez, «Flotación de minerales,» Huacho, 2011, pp. 4-7.

[15] A. Azañero Ortiz, «Flotación y concentración de minerales,» Lima, Colecciones Jovi, 2015, pp. 72-76.

[16] W. A. Barry, F. y A. James , «Wills' Mineral Processing Technology - An Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery (8th Edition),» Elsevier, 2016.

[17] J. G. Henao Casas, «Recuperación de oro libre y asociado a la pirita de los relaves de la minera El Roble por el,» Medellín , 2023.

[18] A. C. Gaviria C, O. J. Restrepo y O. Bustamante, «Hidrometalurgia aplicada,» Medellín, 2007.

[19] R. Alvarez García, «Aplicación de sistemas pasivos para el tratamiento de soluciones residuales de procesos de cianuración en minería de oro,» 2005.

[20] C. G. Perea Solano, «Evaluación de una metodología alternativa a la cianuración para la disolución de oro utilizando solventes orgánicos,» 2016.

[21] V. V. Baustinza Rivera, «Estudio del uso de Nitrato de Plomo para optimizar la recuperación de oro en el Proceso de Cianuración,» Arequipa, 2019.

[22] E. M. Garcá Rosales, «Principios termodinámicos y cinéticos de la cianuración de oro y sus efectos en el proceso, una revision,» Coahuila, 2021.

[23] J. H. C. Marsden, *The chemistry of gold extraction, 2nd Edition, The Society for Mining Metallurgy and Exploration Inc.*, 2006.

[24] G. J. Herrera Herrera, «Caracterización y modelamiento estadístico del proceso de cianuración de un mineral,» Medellín, 2021.

[25] A. Diaz Cadavid, «Diseños estadísticos de experimentos. Medellín : Universidad de Antioquia.,» medellín, 2009.

[26] J. C. Barrientos y J. D. Medina, «Estudio de la reacción de oxidación química de Cianuro para el,» Medellín .

