

Formulación de un circuito de procesos unitarios para la  
recuperación de oro sin el uso de mercurio de un mineral de la zona minera de Santa Sosa Del  
Sur Bolívar

Duvan Esmith Naranjo Quintero

Pablo Andrés Rangel Lizarazo

Trabajo de Grado para Optar al Título de Ingeniero Metalúrgico

DIRECTOR

Ph.D. Elcy María Córdoba Tuta

Universidad Industrial de Santander

Facultad de Ingenierías Físicoquímicas

Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales

2024

### **Dedicatoria**

A mis padres, cuyo amor y apoyo incondicional han sido la base de todos mis logros. A mis queridos hermanos, en especial a mi hermana Erika Vanessa, cuya presencia y aliento han iluminado cada paso de mi camino.

A mis compañeros de estudio, quienes han compartido risas, desafíos y éxitos a lo largo de esta travesía académica. Juntos hemos superado obstáculos y triunfos celebrados, creando recuerdos que atesoraré para siempre.

Quiero expresar mi profundo agradecimiento a los profesores que, con su sabiduría y dedicación, me han guiado en diferentes momentos de mi carrera. Sus enseñanzas han dejado una marca indeleble en mi formación académica y personal.

A todos ustedes, gracias por ser parte fundamental de este viaje. Cada uno ha contribuido de manera única a mi crecimiento y éxito. Este logro no hubiera sido posible sin su valioso aporte.

“Duvan Esmith Naranjo Quintero”

### **Dedicatoria**

En primer lugar, dedicar este gran logro a Dios todopoderoso, que me ha llenado de grandes bendiciones durante toda mi vida.

A mi madre Esther Lizarazo y a mi padre Pablo Rangel, que los amo con todo mi corazón, que siempre me han acompañado y me educaron de una gran manera.

A mis hermanos Sara, Jhoan, “Pello”, Marcela, Katherine, Luz Dary y William, que son mi mayor motivación y que espero cumplan cada una de las metas que se propongan.

A mis compañeros en esta etapa universitaria, por brindarme su compañía y los grandes momentos en esta hermosa carrera.

A cada uno de los profesores de la Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales por aportarme sus grandes conocimientos. En especial a la profesora Elcy María Córdoba, todo un ejemplo a seguir y que gracias a ella pude realizar este proyecto que tanto quería y que me ha servido de gran manera en mi inicio laboral.

Un agradecimiento muy especial al Ingeniero Rodolfo Chica, por su orientación, paciencia, comprensión y por hacerme amar aún más de esta hermosa profesión, es un gran maestro y una gran persona. Siempre estaré agradecido.

A cada uno de los trabajadores de COMPAÑÍA TONS GOLD, que les debo mi gran primera experiencia como ingeniero metalúrgico, en especial a la Ingeniera Mileydis Pérez, por darme grandes consejos y ánimos en momentos difíciles.

“Pablo Andrés Rangel Lizarazo”

### **Agradecimientos**

Agradecer a la Universidad Industrial de Santander por brindar la oportunidad de realizar este proyecto, proporcionar el entorno académico propicio para crecer y aprender.

Al grupo de investigación GIMBA, donde se llevaron a cabo la mayoría de los ensayos que contribuyeron significativamente al desarrollo de este trabajo. La colaboración y el apoyo constante de cada miembro del grupo fueron fundamentales para alcanzar los objetivos planteados.

Al laboratorio de rayos X de la universidad industrial de Santander donde se llevaron a cabo los ensayos de DRX.

Una gratitud inmensa a la profesora Elcy María Córdoba Tuta, directora de tesis, por su dedicación y orientación a lo largo de todo el proyecto. Su experiencia y sabiduría fueron guías valiosas que enriquecieron cada etapa de esta investigación.

Asimismo, quiero agradecer a la ingeniera Yuri López, cuya ayuda y asesoramiento en las diversas pruebas realizadas fueron esenciales para el éxito de este proyecto.

A cada entidad y persona mencionada, gracias por su inestimable contribución. Este proyecto no habría sido posible sin el apoyo y la colaboración de todos ustedes.

**Tabla de Contenido**

Introducción .....	13
1.Objetivos .....	15
1.1.Objetivo General .....	15
1.2.Objetivos específicos .....	15
2.Marco Teórico.....	16
2.1.Concentración gravimétrica del oro.....	16
2.1.1.Mesa de concentración Wilfley .....	16
2.2.Concentración por flotación espumante.....	18
2.3.Cianuración .....	19
3 Metodología. ....	22
3.1.Caracterización del mineral .....	22
3.1.1.Caracterización mineralógica.....	22
3.1.2.Determinación de los tenores de oro y plata.....	22
3.1.3.Análisis granulométrico.....	22
3.1.4.Distribución de oro por fracciones granulométricas.....	23
3.1.5.Cianuración en botella.....	23
3.1.6.Lixiviación diagnóstica.....	24
3.2.Pruebas de concentración gravimétrica en mesa Wilfley .....	25

3.3.Pruebas de concentración por flotación espumante .....	25
3.4.Planteamiento de circuito metalúrgico.....	26
4.Resultados y Discusión. ....	27
4.1.Caracterización del mineral .....	27
4.1.1.Caracterización mineralógica del mineral de cabeza.....	27
4.1.2.Tenores de oro y plata del mineral cabeza.....	28
4.1.3.Análisis granulométrico .....	28
4.1.4Determinación de la distribución de los metales preciosos por fracciones granulométricas.	29
4.1.5.Determinación del Grado de Lixiviabilidad .....	30
4.1.6.Lixiviación diagnóstico.....	34
4.2.Concentración en mesa Wilfley .....	35
4.3.Concentración por flotación.....	38
4.4.Circuito metalúrgico propuesto.....	43
5.conclusiones.....	47
6.Recomendaciones .....	49
Referencias Bibliográficas .....	50
Apéndices.....	54

**Lista de Tablas**

Tabla 1.Tenor de oro de mineral de cabeza .....	28
Tabla 2.Grado de lixiviabilidad de un mineral de acuerdo con el porcentaje de oro disuelto (La Brooya, S. R., et al, 1994; Albert, T., 2000) .....	33
Tabla 3.Composición mineralógica del mineral de cabeza y del concentrado final.....	43

**Lista de Figuras**

Figura 1. Mesa concentradora Wilfley (911 Metallurgitst). .....	17
Figura 2. Partes de mesa Wilfley .....	18
Figura 3. Diagrama del funcionamiento de una celda de flotación (Meraz, 2018) .....	19
Figura 4. Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN-H <sub>2</sub> O (Robb & Hayward, 2014) .....	21
Figura 5. Difractograma de rayos x para el mineral de cabeza.....	27
Figura 6. Distribución granulométrica del mineral aurífero recibido .....	29
Figura 7. Distribución de oro y plata en distintas fracciones granulométricas. ....	30
Figura 8. Curvas cinéticas de lixiviación con cianuro del oro y la plata del mineral .....	32
Figura 9. Cinética del cianuro consumido durante el proceso de cianuración en botella. ....	34
Figura 10. Asociación del oro con los diversos compuestos presentes en el mineral .....	35
Figura 11. Comparativa de resultados obtenidos en mesa Wilfley con granulometría pasante malla Tyler 100, respecto a diferentes ángulos de inclinación .....	37
Figura 12. Comparativa de resultados obtenidos en mesa Wilfley con granulometría pasante malla Tyler 80-retenido malla Tyler 100, respecto a diferentes ángulos de inclinación. ....	37
Figura 13. Comparativa de resultados obtenidos por flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 20 g/ton, variando la concentración del activador CuSO <sub>4</sub> .....	39
Figura 14. Comparativa de resultados obtenidos en mesa flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 50 g/ton, respecto a concentración del activador CuSO <sub>4</sub> .....	40
Figura 15. Comparativa de resultados obtenidos en mesa flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 80 g/ton, respecto a concentración del activador CuSO <sub>4</sub> . ....	40
Figura 16. Comparación de los difractogramas de rayos x del mineral de cabeza y del	

concentrado final..... 42

Figura 17. Diagrama de flujo del proceso metalúrgico propuesto para el mineral aurífero de San

Lucas..... 45

Figura 18. Balance de masa para una tonelada del proceso metalúrgico propuesto para el mineral

aurífero de San Lucas..... 46

**Lista de Apéndices**

Apéndice A. Balance de materia para el oro y plata en distintas distribuciones granulométricas	54
Apéndice B. Tabla de datos de Lixiviación diagnóstico.....	55
Apéndice C. Resultados de ensayos de mesa Wilfley .....	55
Apéndice D. Resultados de ensayos de Flotación espumante .....	57
Apéndice E. Aspecto visual de concentrado (izquierda) y colas (derecha) de flotación .....	59

## Resumen

**Título:** Formulación de un circuito de procesos unitarios para la recuperación de oro sin uso de mercurio de un mineral de la zona minera de Santa Rosa del sur Bolívar\*

**Autor:** Naranjo Quintero, Duván Esmith y Rangel Lizarazo, Pablo Andrés\*\*

**Palabras Clave:** Oro, concentración gravimétrica, mesa Wilfley, flotación, cianuración.

## Descripción

En este proyecto se estudia un mineral aurífero proveniente de la zona minera de Santa Rosa del sur Bolívar, donde se desea plantear un circuito de procesos unitarios para el beneficio y recuperación del oro presente en el mineral sin el uso de mercurio, ya que la presencia de este contaminante en la zona representa un problema social y ambiental. Por tal motivo se busca que el pequeño minero busque la transición a procedimientos libres de mercurio.

Se realiza una caracterización del mineral donde se hacen ensayos de granulometría, tenores, cianuración en botellas, lixiviación diagnóstico y posteriormente se evalúan dos métodos de concentración, concentración por mesa wilfley y concentración por flotación espumante, evaluando dos variables de operación de la mesa wilfley (granulometría y ángulo de inclinación) en diferentes niveles, y en el caso de la flotación espumante se evalúan factores como la concentración del activador y del colector.

Finalmente se encontró que el circuito idóneo para el procesamiento del mineral aurífero consistía en 5 etapas; conminución, concentración, remolienda, lixiviación y refinación. En la etapa de concentración se plantea concentrar el mineral primeramente en mesa Wilfley obteniendo razones de concentración de 5,4 y cuyos rechazos entran en un segundo proceso de concentración por el método de flotación espumante donde se logra un 100% de recuperación del oro restante y una razón de concentración de 12,2. A través de las pruebas de cianuración y de lixiviación diagnóstico se concluyó que es posible disolver el 84% del oro presente en el mineral, incluyendo el oro libre fino y grueso, el oro asociado a óxidos y una parte del oro asociado a sulfuros. De esta manera se demuestra que es técnicamente viable el procesamiento del mineral aurífero sin uso del mercurio, a través de técnicas sencillas y económicas.

---

\* Trabajo de Grado

\*\* Facultad de Ingenierías Físicoquímicas. Escuela de Ingeniería Metalúrgica y Ciencia de los Materiales. Director: PhD. Elcy María Córdoba Tuta.

### Abstract

**Title:** Formulation of a circuit of unit processes for the recovery of gold without the use of mercury from a mineral from the Santa Rosa del Sur Bolívar mining area\*

**Author:** Naranjo Quintero, Duván Esmith and Rangel Lizarazo, Pablo Andrés \*\*

**Keywords:** Gold, gravimetric concentration, Wilfley table, flotation, cyanidation.

### Description

In this project, a gold-bearing mineral from the mining area of Santa Rosa del Sur Bolívar is studied, where it is desired to propose a circuit of unit processes for the benefit and recovery of the gold present in the mineral without the use of mercury, since the presence of this pollutant in the area represents a social and environmental problem. For this reason, it is intended that the small miner seek the transition to mercury-free procedures.

A characterization of the mineral is carried out where tests of granulometry, contents, cyanidation in bottles, diagnostic leaching are carried out and subsequently two concentration methods are evaluated, concentration by wilfley table and concentration by foaming flotation, evaluating two operating variables of the wilfley table ( granulometry and angle of inclination) at different levels, and in the case of foaming flotation, factors such as the concentration of the activator and the collector are evaluated.

Finally, it was found that the ideal circuit for processing the gold mineral consisted of 5 stages; comminution, concentration, regrinding, leaching and refining. In the concentration stage, it is proposed to concentrate the mineral first on a Wilfley table, obtaining concentration ratios of 5.4 and whose rejects enter a second concentration process by the foaming flotation method where 100% recovery of the remaining gold is achieved and a concentration ratio of 12.2. Through cyanidation and diagnostic leaching tests, it was concluded that it is possible to dissolve 84% of the gold present in the mineral, including fine and coarse free gold, gold associated with oxides and a part of the gold associated with sulfides. In this way, it is demonstrated that the processing of gold ore without the use of mercury is technically viable, through simple and economical techniques.

---

\* Degree work

\*\*Faculty of Physicochemical Engineering. School of Metallurgical Engineering and Materials Science. Director: PhD. Elcy María Córdoba Tuta.

### **Introducción**

Colombia es uno de los mayores productores de oro, en el 2022 ocupó el puesto 18 con una producción de 60,4 toneladas (World Gold, 2022), a pesar de esto, la tasa de ilegalidad del sector productivo de extracción de oro es la más alta del mundo (El País, 2022); Según el contralor delegado para el medio ambiente, Gabriel Adolfo Jurado, en el balance del primer semestre del 2022 realizado en acciones de control fiscal ambiental, ha señalado que el 85% del oro que exporta el país es producto de la ilegalidad (El espectador, 2022). Una de las zonas que contribuye a estas cifras es el sur del departamento de Bolívar, el cual constituye una de las principales zonas mineras auríferas del país, destacándose los municipios de Santa Rosa del Sur, Simití, Morales, Tiquisio, Norosí y Montecristo. Según cifras obtenidas en el último Censo Departamental Minero Colombiano, de los 102.742 mineros censados, el 63% son mineros que no trabajan bajo el amparo de un título minero (Ministerio de Minas y Energía, 2023), lo que se refleja en la ilegalidad y en el crecimiento de la informalidad en estas zonas, además de reflejarse en un ambiente golpeado por una contaminación que no obedece a las normativas vigentes (Servicio Geológico Colombiano, 2019).

Aunque el uso de mercurio fue prohibido en Colombia mediante la ley 1658 del 2013 por su alto índice de toxicidad (Congreso de Colombia 2013), se siguen presentando graves casos de daño ambiental irreversibles. Además, los trabajadores involucrados en el proceso de amalgamación, tras la ingestión o contacto con la piel de compuestos de mercurio, pueden sufrir trastornos neurológicos, presentando síntomas como insomnio, pérdida de memoria, cefalea, temblores y disfunciones cognitivas y motoras (Guillermín y Roldán, 2019), tal problemática también puede afectar a la población de las comunidades cercanas (García 2018). Lamentablemente el uso del mercurio sigue siendo algo común en varias zonas mineras del país,

debido principalmente a la ubicación remota de estos lugares y a la presencia de grupos al margen de la ley quienes dificultan el control del mercurio de manera sistematizada por parte del estado colombiano.

Debido a las razones antes expuestas se presenta la necesidad de fomentar alternativas tecnológicas de producción más limpia para los procesos de beneficio de oro que permitan la eliminación del uso del mercurio; una alternativa es concentrar el oro mediante concentración gravimétrica, donde se aprovecha la diferencia de densidad entre el mineral de interés y el resto de los minerales (ganga). Así mismo, se puede concentrar por medio de la flotación espumante, donde por medio de reactivos químicos surfactantes se logra que las partículas hidrofóbicas se adhieran a burbujas de aire que suben a la superficie en forma de espuma mineralizada. El concentrado obtenido ingresa al proceso de cianuración donde típicamente se pueden alcanzar recuperaciones de por lo menos el 80% del oro (Servicio Geológico Colombiano 2019), a diferencia, del proceso de amalgamación donde las recuperaciones de oro oscilan entre 50-80% (Atehortúa, 2006) (Arroyo y Malca, 2020).

Con base en lo anterior, el presente trabajo busca demostrar que es posible tratar los minerales auríferos del Sur de Bolívar mediante tecnologías económicas y amigables con el ambiente (sin uso del mercurio), sin comprometer el beneficio económico; esto como un aporte fundamental a las buenas prácticas en minería que ayudarán a contar con un sector organizado, legítimo, incluyente y competitivo.

## **1. Objetivos**

### **1.1.Objetivo General**

Formular un circuito de los procesos unitarios adecuados para la recuperación de oro de un mineral de la zona minera de Santa Rosa del Sur Bolívar.

### **1.2.Objetivos específicos**

**1.2.1** Determinar las características físicas y mineralógicas del mineral proveniente de la zona minera de Santa Rosa del Sur Bolívar.

**1.2.2** Evaluar la eficiencia de la mesa Wilfley y flotación espumante como métodos de concentración de oro para el mineral de la zona.

**1.2.3** Plantear un diagrama de flujo de la planta de extracción de oro, incluyendo el balance de materia.

## 2. Marco Teórico

### 2.1. Concentración gravimétrica del oro

Debido a las propiedades fisicoquímicas del oro, especialmente a su densidad ( $19,3 \text{ g/cm}^3$ ), se considera efectiva la concentración de este metal por medio de concentración gravimétrica. Normalmente, las menas auríferas se encuentran asociadas con distintas impurezas (ganga) como la sílice, mineral con densidad de  $2,65 \text{ g/cm}^3$ , mucho menor que la del oro.

La concentración gravimétrica es un proceso de separación de especies minerales con diferentes densidades. Esto se logra mediante el movimiento relativo de los sólidos en un medio acuoso o de aire, en respuesta a fuerzas gravitacionales, centrífugas, de arrastre y empuje (Bustamante 1992). Para que exista una buena separación debe tenerse en cuenta que no hay que alimentar los equipos de concentración con distribuciones granulométricas muy amplias, es decir, en las que haya desde partículas muy finas hasta partículas muy gruesas, esto se debe a que la velocidad de sedimentación depende tanto de la densidad como del tamaño de las partículas y cuando el diámetro es pequeño, la velocidad de sedimentación es muy baja (Bustamante, Gaviria y Restrepo, 2008). En la industria aurífera el equipo de concentración más utilizado es la mesa de concentración Wilfley.

#### 2.1.1. Mesa de concentración Wilfley

Es un equipo utilizado en la concentración gravimétrica de minerales, consiste en una mesa ligeramente inclinada con canales o rifles transversales. Se alimenta con la pulpa, la cual se distribuye por la mesa a través del agua de lavado que entra a lo largo de la superficie por el lado de la alimentación. En la **Figura 1** Se puede observar la mencionada mesa de concentración Wilfley, tipo laboratorio, este equipo trabaja bajo un mecanismo que permite crear vibraciones laterales, las cuales, con la ayuda de pequeñas corrientes de agua, harán que la pulpa se desplace

hacia los rifles que es donde ocurre la concentración del mineral de interés.

**Figura 1.**

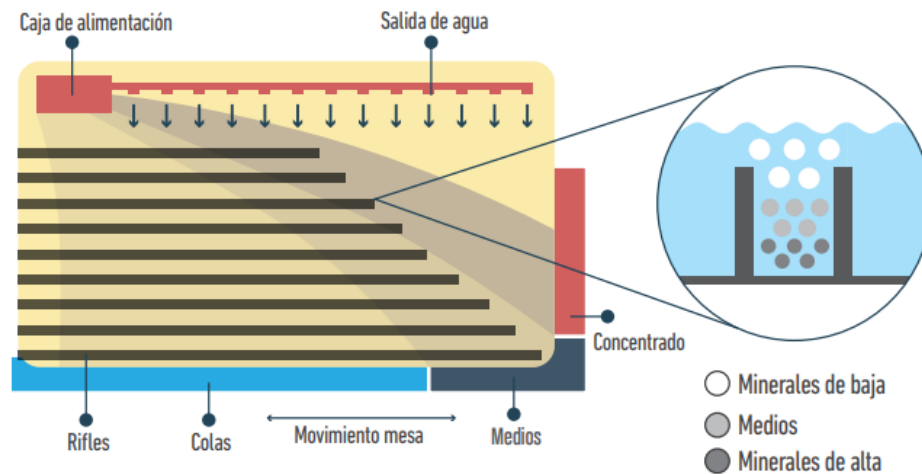
*Mesa concentradora Wilfley (911 Metallurgist)*



Las partículas se mueven diagonalmente a través de la cubierta desde el extremo de alimentación. Las más pequeñas y pesadas viajan con mayor velocidad hacia el punto de recolección, en el extremo distante, mientras que las partículas más ligeras y grandes son conducidas al lugar de recolección de colas (Ver Figura 2). Se usan colectores con separadores ajustables para recibir el producto concentrado, medios (mezcla de concentrado y ganga) y colas (ganga liberada). (Servicio Geológico Colombiano 2019).

**Figura 2.**

*Partes de mesa Wilfley (Servicio Geológico, 2019)*



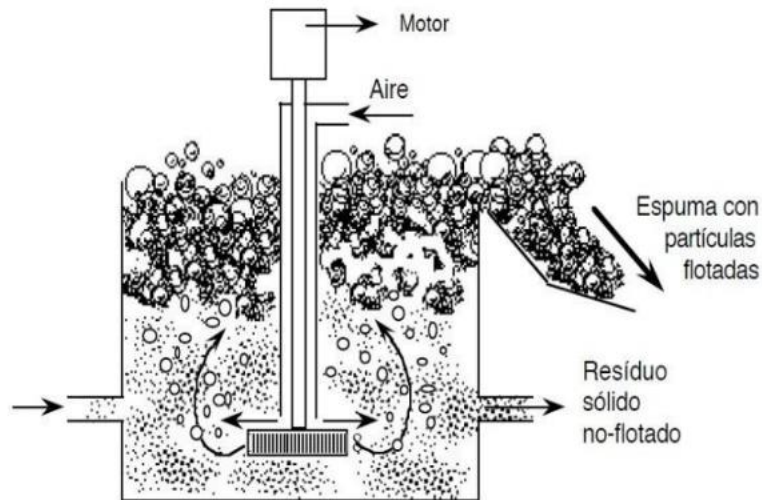
## 2.2. Concentración por flotación espumante

Además de la concentración gravimétrica, las menas auríferas, especialmente las sulfuradas, son concentradas por medio de la flotación espumante, que es un proceso de separación de minerales que se basa en la capacidad de la superficie de un sólido para ser humectada por el agua. Si un sólido es hidrófilo, es decir, que adsorbe agua en su superficie, se dejará mojar por el agua, mientras que, si es hidrófobo, no se mojará. Al introducir sólidos hidrófobos en agua, sus superficies no formarán enlaces con los grupos polares. En presencia de una burbuja que asciende, el mineral hidrófobo se adhiere y flota en la superficie (Ver Figura 3). Para generar la espuma o burbujas se agrega un reactivo químico (tensoactivo) que disminuye la tensión superficial del agua y permite el paso de las partículas. Para la flotación selectiva, se agrega un agente colector que se adsorbe y actúa hidrofobizando selectivamente la superficie de las partículas de interés; los reactivos utilizados como colector en la minería del oro suelen ser tipo xantatos, estos son sales y ésteres de ácido xántico hidrofóbicos, que repelen el agua, permitiendo que se adhieran a la superficie de las partículas de los minerales de modo que hacen más fácil la separación de los

minerales no deseados. Por otra parte, los xantatos interactúan con los iones metálicos presentes en la pulpa mineral, generando complejos de xantato metálico. Estos complejos, que no son solubles en agua, se unen a las burbujas de aire presentes durante el proceso de flotación (Arce, 2002). Debido a que la mayoría de los minerales son hidrófilos, el agente colector es de enorme importancia en la operación. (Bulatovic, 2007)

### Figura 3.

*Diagrama del funcionamiento de una celda de flotación (Meraz, 2018).*



### 2.3. Cianuración

El proceso de lixiviación de oro con cianuro es ampliamente utilizado en la minería debido a su alta eficiencia y economía. Este proceso permite recuperar más oro que otros métodos como la amalgamación, y la calidad del oro obtenido es prácticamente pura. La cianuración se basa en la preferencia del cianuro de potasio o sodio hacia las partículas de oro metálico, y su eficiencia está fuertemente influenciada por el pH de la solución, el cual debe mantenerse alcalino para una buena lixiviación del oro. Este proceso se ha convertido en el método principal para la extracción de oro en las grandes operaciones mineras a nivel mundial debido a sus ventajas económicas y metalúrgicas (Cornejo, 1984). El desarrollo de este proceso se le atribuye al químico y metalúrgico

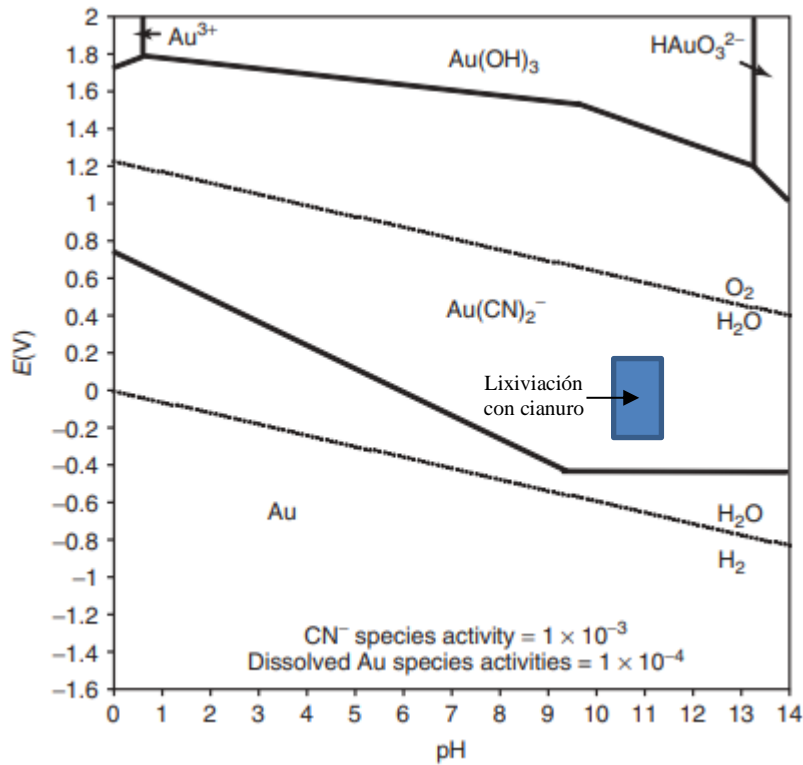
John Stewart MacArthur, en colaboración con los hermanos Forrest. El método fue utilizado por primera vez en Rand, Sudáfrica en el año 1890, de allí se extendió a Australia, Estados Unidos y México. Aunque el proceso presentaba imperfecciones operativas en aquel entonces, provocó un auge en el sector minero. En la actualidad la cianuración es utilizada en prácticamente todas las principales operaciones mineras de oro del mundo (Harvie, 1989).

En el proceso de lixiviación con cianuro, se agita el mineral molido (generalmente con tamaños de partículas menores a 75  $\mu\text{m}$ ) con una solución alcalina diluida de cianuro durante períodos que oscilan entre 12 y 96 horas. La concentración típica de agente lixivante necesaria para llevar a cabo este proceso es de 1 g/L de NaCN, aunque esta concentración puede aumentar si se cianuran minerales refractarios. Además de la concentración de cianuro, un factor importante es mantener el pH entre 10-12, esto debido a diferentes razones; cómo prevenir la hidrólisis del ion cianuro, para evitar la descomposición del cianuro por el  $\text{CO}_2$  presente en el medio ambiente, neutralizar compuestos ácidos presentes en el mineral como lo son las sales ferrosas y para ayudar a la decantación de las partículas para obtener una solución clara para la fácil separación del material cianurado (Arce, 2015).

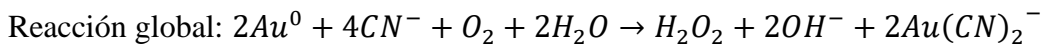
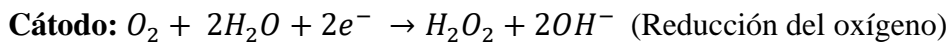
En el diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN- $\text{H}_2\text{O}$ , mostrado en la Figura 4, se señalan las condiciones de pH y potencial bajo las cuales se lleva a cabo el proceso de cianuración, evidenciándose la necesidad de un agente oxidante, el cual puede ser simplemente el oxígeno disuelto en la solución, dado que el cianuro tiene el efecto de bajar el potencial de oxidación del oro y estabilizar el ion complejo  $\text{Au}(\text{CN})_2^-$  (Salinas, 2004).

**Figura 4.**

Diagrama de Pourbaix para el sistema Au-CN-H<sub>2</sub>O (Free, 2013).



La reacción de disolución de oro con cianuro propuesta por Elsner (1846) y Bodlander (1896) se expresa de la siguiente manera:



### **3. Metodología.**

A continuación, se presenta en orden lógico las etapas que se llevaron a cabo durante el desarrollo del proyecto.

#### **3.1. Caracterización del mineral**

Para el desarrollo de este proyecto, se utilizaron 60 kg de un mineral aurífero de cabeza de bocamina, el cual se recibió triturado y con un proceso de molienda, proveniente del municipio de Santa Rosa del Sur Bolívar, específicamente de la zona de la serranía de San Lucas.

##### **3.1.1. *Caracterización mineralógica***

Tanto el mineral de cabeza como el mineral concentrado, obtenido por medio de concentración gravimétrica y flotación, fueron analizados por medio de la técnica de Difracción de rayos x (DRX), esto para identificar y cuantificar las principales especies minerales presentes en los mismos.

##### **3.1.2. *Determinación de los tenores de oro y plata.***

Para determinar el tenor de oro y plata del mineral de cabeza se partió del mineral proporcionado desde la serranía de San Lucas, el cual fue homogenizado y cuarteado hasta obtener 100 gramos, muestra que se pasó por un molino de anillos para garantizar que toda la muestra estuviera homogenizada y molida para el desarrollo correcto del ensayo al fuego donde se utilizaron tres muestras de 31 gramos.

##### **3.1.3. *Análisis granulométrico.***

Para determinar la distribución granulométrica inicial del mineral se utilizó la técnica de cono y cuarteo para garantizar que la muestra extraída sea representativa, esta prueba fue realizada siguiendo la norma ASTM-C136. La muestra obtenida de 500 gramos se tamizó con la serie de tamices correspondientes a las mallas números 10, 20, 40, 80, 100, 140, 170 y 200, las cuales se

dispusieron en la tamizadora durante 16 minutos. Luego, cada muestra retenida en cada uno de los tamices fue pesada para realizar los cálculos para obtener la distribución granulométrica.

#### **3.1.4. *Distribución de oro por fracciones granulométricas.***

Para determinar los tenores de oro del mineral aurífero por fracciones granulométricas, se tamizaron muestras de 500 gramos, previamente muestreadas por cono y cuarteo. Las muestras se tamizaron por la serie de tamices 60, 80 y 100, durante 6 minutos, obteniéndose así cuatro fracciones granulométricas: retenido en la malla 60 (+60), pasante malla 60-retenido malla 80 (-60+80), pasante malla 80-retenido malla 100 (-80+100) y pasante malla 100 (-100). Se obtuvieron 2 muestras de 31 gramos de cada una de las muestras que fueron utilizadas para realizar ensayo al fuego para determinar el tenor de oro en cada fracción granulométrica y realizar el respectivo balance de materia para el oro.

#### **3.1.5. *Cianuración en botella.***

El ensayo de cianuración en botella fue realizado con el fin de evaluar el grado de lixiviabilidad o refractariedad del mineral. Para realizar este experimento se utilizó una botella ámbar de 1 L, donde se introdujo la pulpa cianurada y se agitó entre rodillos por un periodo de tiempo de 72 horas. Se utilizaron las siguientes condiciones de operación:

Cantidad de mineral: 300 g

Volumen de solución: 600 mL

Granulometría: 100% pasante malla 200 (-74  $\mu\text{m}$ )

Concentración de cianuro: 1 g/L

pH: 10-11

Para estudiar la velocidad de disolución del oro se tomaron alícuotas de 20 mL a tiempos de lixiviación de 0, 2, 4, 8, 24, 48 y 72 horas, los 20 mL de cada alícuota se iban reponiendo para

mantener durante todo el ensayo una relación de 1:2 entre el mineral y la solución. Las alícuotas tomadas fueron analizadas mediante la técnica de espectroscopia de absorción atómica (Equipo Agilent 240FS) con el fin de determinar la concentración de oro y plata a cada tiempo; así mismo se evaluó el consumo del agente lixivante mediante la determinación de la concentración de cianuro libre ( $\text{CN}^-$ ) por titulación con nitrato de plata, utilizando yoduro de potasio como indicador. Tales análisis se realizaron siguiendo el protocolo establecido en el Standard Methods 9016 “Free cyanide in water, soils and solid wastes by microdiffusion” (Standard Methods, 2010)

### **3.1.6. *Lixiviación diagnóstica***

Este ensayo se hizo con el fin de saber con qué compuestos mineralógicos estaba asociado el oro del mineral estudiado. La prueba consiste en la destrucción secuencial de las matrices minerales que contienen las partículas de oro, generando la liberación de estas últimas. Para ello, se inició con la lixiviación del mineral con una solución 1,5 g/L de cianuro de sodio, manteniendo la pulpa en una relación sólidos/líquido de 1:2, con un pH de 10,5, a temperatura ambiente y a una velocidad de agitación de 1500 rpm; al finalizar el tiempo de lixiviación de 24 horas, la pulpa se filtró y la solución resultante se analizó mediante la técnica de espectroscopia de absorción atómica para determinar la cantidad de metales preciosos disueltos. Por su parte, el producto sólido se lavó 5 veces con agua destilada con el fin de remover los restos de solución cianurada. La segunda etapa consistió en la digestión de los sólidos provenientes de la primera etapa con una solución de HCl 12% (V/V), en una relación 1:2 S/L a una temperatura de 60 °C durante 5 h; al finalizar se prosiguió con la filtración de la pulpa y el lavado del mineral, el cual se cianuró nuevamente bajo las mismas condiciones utilizadas en la primera etapa de la prueba. En la tercera etapa, los sólidos provenientes de la etapa anterior se digitaron con  $\text{HNO}_3$  al 33% en una relación 1:2 S/L a una temperatura de 60 °C durante 6 h, finalizando con la filtración de la pulpa y el lavado de los sólidos para su

posterior cianuración. Los sólidos finales se analizaron mediante ensayo al fuego.

### **3.2.Pruebas de concentración gravimétrica en mesa Wilfley**

Se utilizó la mesa concentradora marca Holman-Wilfley, modelo 800. Se ajustaron los rifles de la mesa de tal forma que se recogieran tres productos: concentrado, medios y colas. Para los ensayos de concentración se tuvieron como variables de operación dos factores; granulometría donde se estudió en dos niveles distintos (-80+100 y -100) y el ángulo de inclinación en tres niveles distintos (5°, 7°, 9°). Las variables de operación como el caudal de agua de lavado (220 mL/s), frecuencia de sacudidas de la mesa (54 Hz) y la alimentación del mineral (200 g/min) se mantuvieron constantes. El concentrado, los medios y las colas de los seis diferentes ensayos realizados fueron filtrados, secados, pesados y analizados mediante ensayo al fuego.

### **3.3.Pruebas de concentración por flotación espumante**

Para los ensayos de flotación espumante fue utilizada una celda de flotación de laboratorio marca EDEMET. Para este caso se recogieron dos productos: el concentrado que lograba flotar en la espuma y las colas que se quedaba en el recipiente de la celda. Para los ensayos de flotación se tuvieron como variables de operación dos factores; concentración del colector xantato amílico de potasio (Z6) en tres niveles distintos (20, 50 y 80 g/ton) y la concentración del activador sulfato de cobre ( $\text{CuSO}_4$ ) también en tres niveles distintos (30, 60 y 100 g/ton), generando así un diseño de experimentos  $3^2$ . Las variables de operación como la granulometría (pasante malla 100), el pH (6-7), tiempo de acondicionamiento (15 minutos), porcentaje de sólidos (35%), concentración del colector secundario MX-5160 (30 g/ton), la concentración del espumante Aerofroth 65 (30 g/ton) y el tiempo de flotación (7 minutos) se mantuvieron constantes en cada uno de los ensayos. El concentrado y las colas de los nueve diferentes ensayos realizados fueron filtrados, secados y pesados para proceder a realizar ensayo al fuego a cada uno de ellos y evaluar la eficiencia de los

mismos.

### **3.4.Planteamiento de circuito metalúrgico**

Con base en el análisis de resultados de las anteriores etapas, se planteó un circuito de procesos unitarios metalúrgicos que cumpla con las condiciones necesarias para que el mineral sea tratado correctamente dentro de una planta de beneficio sin uso de mercurio.

#### 4. Resultados y Discusión.

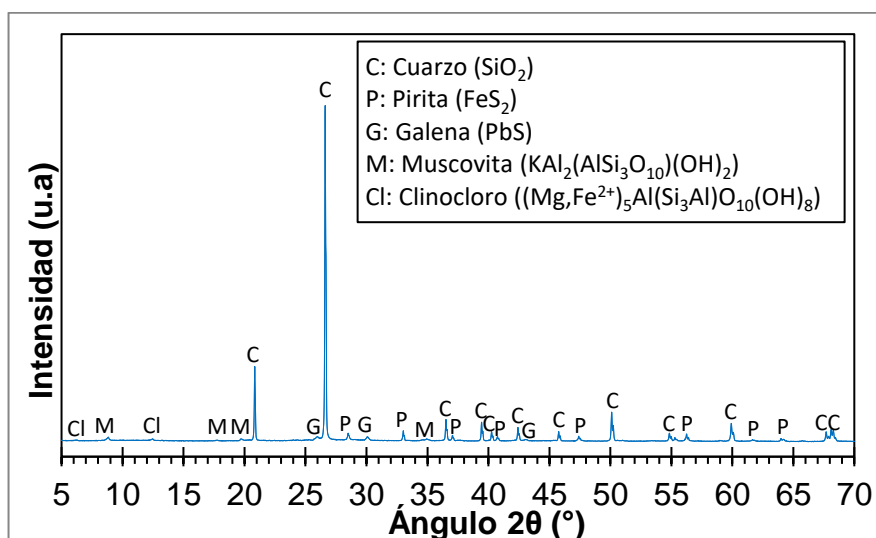
A continuación, se presentan los resultados obtenidos durante el proyecto siguiendo la secuencia de actividades descrita en la metodología.

##### 4.1. Caracterización del mineral

##### 4.1.1. Caracterización mineralógica del mineral de cabeza

En la Figura 5 se presenta el difractograma de rayos x del mineral de cabeza, evidenciándose la presencia de tres diferentes tipos de silicatos; Cuarzo ( $SiO_2$ ), Muscovita ( $KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$ ) y Clinocloro ( $(Mg, Fe^{2+})_5Al(Si_3Al)O_{10}(OH)_8$ ), además de dos diferentes tipos de sulfuros; Pirita ( $FeS_2$ ) y Galena (PbS). Tales sulfuros son especies minerales con la que normalmente se encuentra asociado el oro y podrían dificultar el proceso de disolución del metal precioso, si este se encuentra finamente diseminado en tales matrices sulfuradas (Ahtiainen, Liipo & Lundström, 2021). Tal situación se discutirá en el numeral 4.1.6 relacionado con las pruebas de lixiviación diagnóstico.

**Figura 5. Difractograma de rayos x para el mineral de cabeza**



#### 4.1.2. Tenores de oro y plata del mineral cabeza

Por medio del ensayo al fuego y espectroscopia de absorción atómica se analizó la cantidad de oro y plata por tonelada del mineral recibido, el ensayo se realizó por triplicado para tener un resultado representativo. En la **tabla 1** se encuentran los resultados obtenidos de los tenores de oro y plata del mineral.

**Tabla 1.**

#### Tenor de oro del mineral de cabeza

Metal	Oro	Plata
Tenor ensayo 1 (g/ton)	5,88	8,38
Tenor ensayo 2 (g/ton)	5,88	8,71
Tenor ensayo 3 (g/ton)	4,22	6,55
Tenor promedio (g/ton)	5,33±0,78	7,88±0,95

La ley de corte, la cual es la mínima cantidad de producto valioso, o metal, que una tonelada métrica de material debe contener para viabilizar su procesamiento está para el oro en 1 g/ton, según procesos extractivos realizados en la zona, por lo que sin duda la mena objeto de estudio cumple con tal requerimiento ya que su tenor es de 5,33±0,78 g/ton de oro. Sabiendo que el mineral cumple con la ley de corte, se realizaron ensayos de concentración gravimétrica y de flotación espumante para enriquecer el tenor aún más y plantear el circuito de beneficio del mineral en las etapa de concentración lo más óptimo posible.

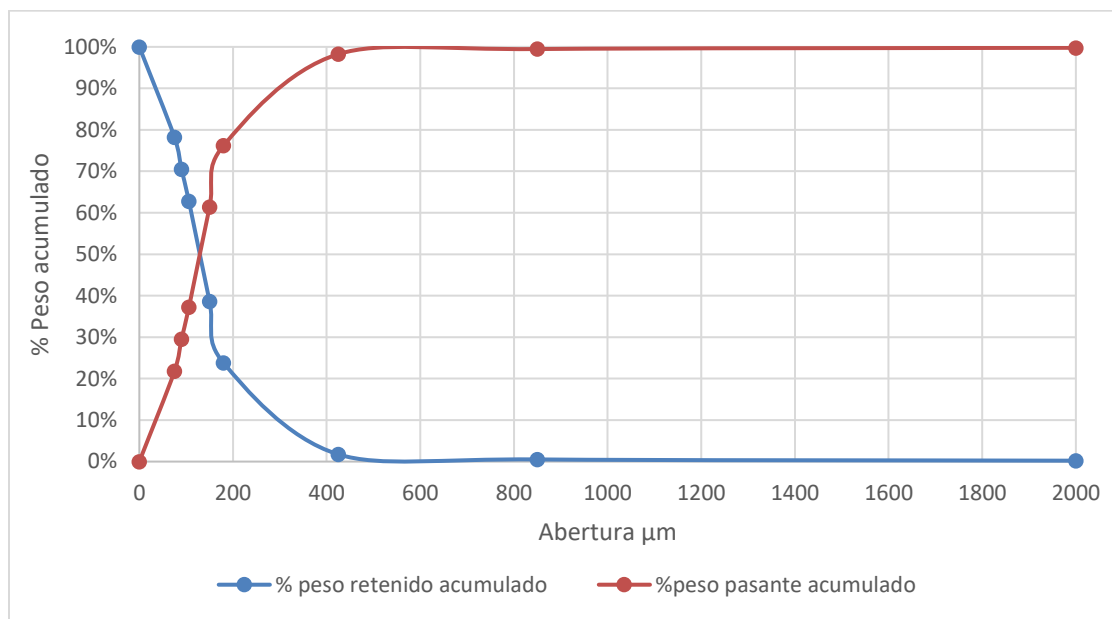
#### 4.1.3. Análisis granulométrico.

La distribución granulométrica del mineral recibido se presenta en la Figura 6, encontrándose que la totalidad de la muestra mineral pasó la malla 20 (840  $\mu\text{m}$ ); también se observa que el 80% de

las partículas tiene un tamaño menor a 200  $\mu\text{m}$  (D80) y que el tamaño medio de partícula (D50) es de 130  $\mu\text{m}$ , aproximadamente. Estos resultados evidenciaron la necesidad de remoler el mineral recibido con miras a favorecer la liberación de las partículas de oro y, con ello, la eficiencia de los procesos de concentración por flotación y lixiviación posteriores. Para tales ensayos el mineral se molió hasta alcanzar una granulometría correspondiente a 100% pasante malla 200 ASTM E11, con la ayuda de un molino de anillos.

**Figura 6.**

Distribución granulométrica del mineral aurífero recibido



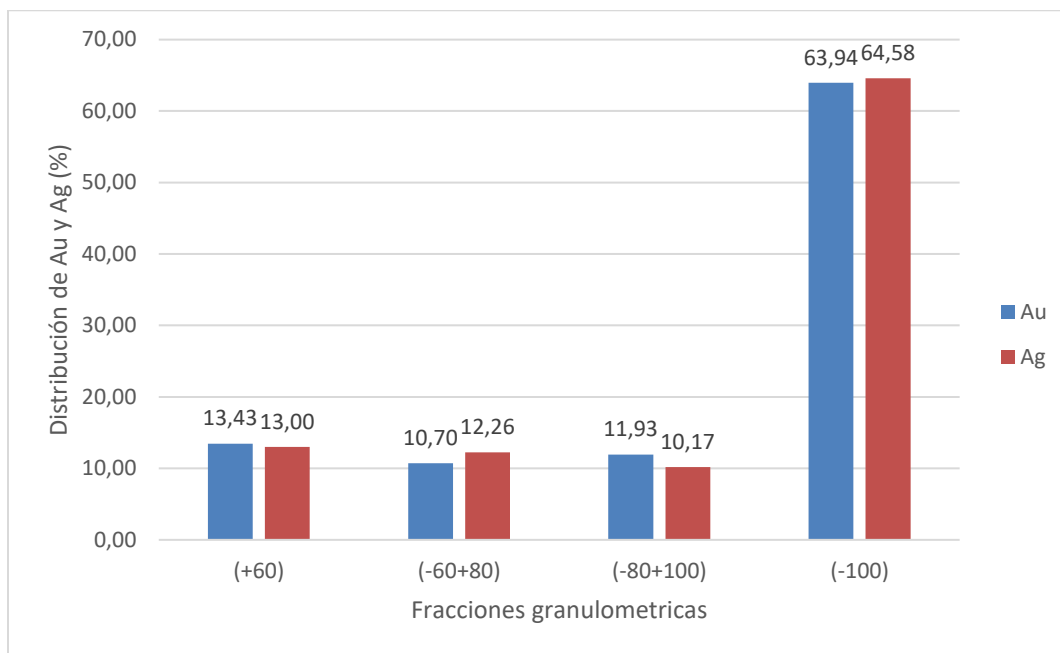
**4.1.4. Determinación de la distribución de los metales preciosos por fracciones granulométricas.**

En el Apéndice A se recogen los resultados obtenidos a partir de los balances de materia para el oro y la plata contenidos en las cuatro fracciones granulométricas evaluadas (+60, -60/+80, -80/+100 y -100), mientras que en la **Figura 7** se muestra la distribución de los metales preciosos

por fracciones granulométricas del mineral, observándose que alrededor del 36% del contenido de oro y el 37% del contenido de plata presente en el mineral se encuentran asociados a las partículas más gruesas (retenido en la malla 100). Tales resultados ponen de manifiesto la necesidad de llevar a conminución el mineral antes de los ensayos de cianuración en botellas y lixiviación diagnóstico, para garantizar la liberación del oro ocluido en las fracciones de partículas más gruesas. Por otro lado, los resultados también parecen indicar que la plata presente en el mineral está íntimamente asociada al oro, tal vez formando una aleación, dado que las distribuciones de ambos metales son bastante similares en las diferentes fracciones granulométricas.

**Figura 7.**

*Distribución de oro y plata en distintas fracciones granulométricas.*



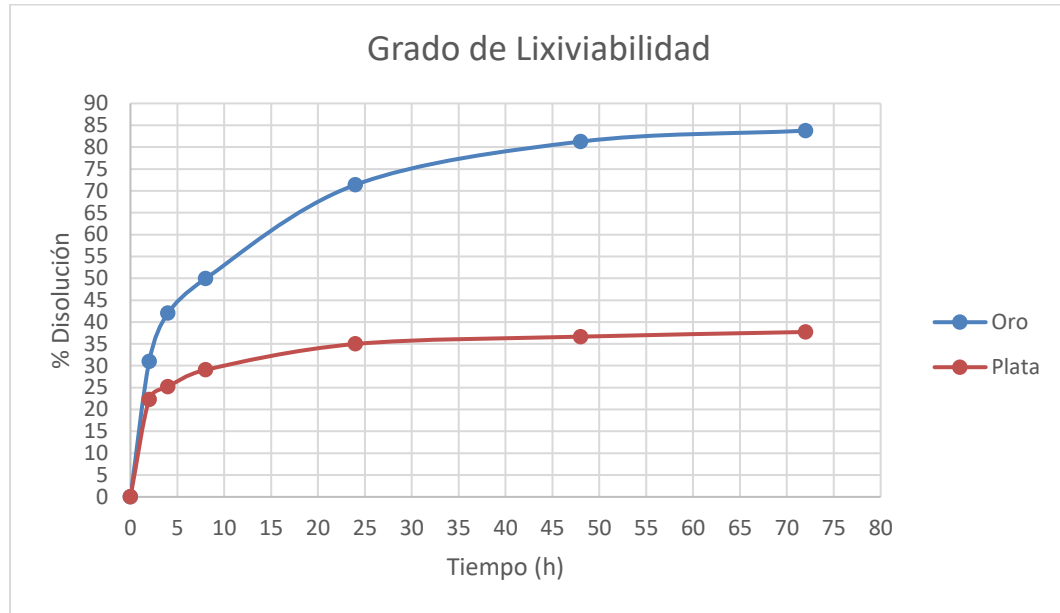
**4.1.5. Determinación del Grado de Lixiviabilidad**

En la **Figura 8** se presentan las curvas cinéticas de la disolución tanto del oro como de la

plata durante la cianuración en botella del mineral. Se observa una cinética rápida en las primeras 2 horas, alcanzándose en dicho tiempo la disolución del 31% del oro y del 22% de la plata presentes en el mineral. Luego se presenta una cinética intermedia que dura de la hora 2 hasta la hora 24, donde a esta última hora se alcanza una disolución del 71% para el oro y del 35% para la plata. A partir de las 24 horas se ralentiza el proceso de disolución de los metales preciosos, alcanzándose a las 72 horas los valores de disolución máximos, 84% para el oro y 38% para la plata. Estos cambios de velocidad en el porcentaje de disolución se relacionan con la cantidad de oro libre y con las asociaciones de los metales a diversas matrices minerales. En la primera etapa, de cinética rápida, es de esperarse que se hayan disuelto las partículas de oro libres y finas, y parcialmente las partículas gruesas. En la etapa de cinética intermedia continúa la disolución de las partículas de oro libres y gruesas; por su parte, en la tercera etapa, luego de las 24 horas, donde la cinética es lenta, se presentó la disolución parcial de las partículas de oro no liberadas, siendo especialmente difícil la disolución de los metales preciosos asociados a la pirita, dada su naturaleza refractaria y poco porosa que limita el acceso del agente lixivante al oro encapsulado en tal matriz (Cornejo, 1984).

**Figura 8.**

*Curvas cinéticas de lixiviación con cianuro del oro y la plata del mineral.*



Se le atribuye la rápida cinética de disolución de oro en gran parte al oro libre presente en el mineral y a la granulometría utilizada para realizar el proceso, donde se usó mineral concentrado pasante 100% malla 200 ( $<75 \mu\text{m}$ ), ya que con en estos tamaños finos se obtiene una mayor área superficial de las partículas de oro y plata por lo cual el cianuro logra actuar sobre ellas con mayor facilidad.

Según la clasificación de grado de lixiviabilidad para minerales auríferos propuesta por La Brooya en 1994 (Tabla 2) y los datos antes mencionados se puede clasificar el mineral aurífero proveniente de la Serranía de San Lucas como medianamente lixiviable ya que el oro disuelto se encuentra por debajo del 85%.

**Tabla 2.**

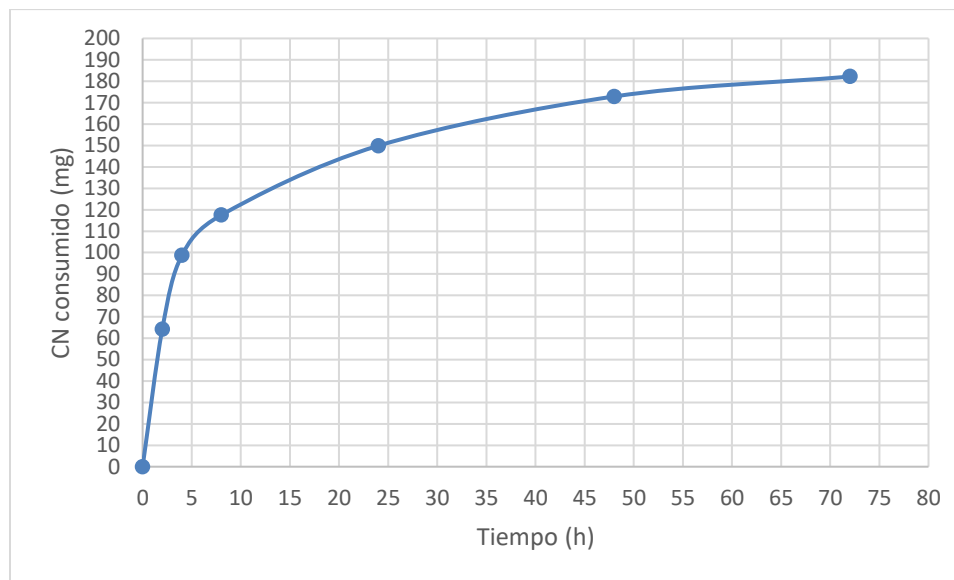
*Grado de Lixiviabilidad de un mineral de acuerdo con el porcentaje de oro disuelto (La Brooya, S. R., et al, 1994; Albert, T., 2000).*

% de oro disuelto	Grado de lixiviabilidad
<65	Difícilmente lixiviable
65-85	Medianamente lixiviable
>85	Altamente lixiviable

En la Figura 9 se presenta la curva cinética de consumo de agente lixivante ( $\text{CN}^-$ ), observándose un comportamiento similar al de disolución de oro en el sentido de que en los tiempos iniciales la velocidad de consumo de cianuro es el mayor y esta va disminuyendo con el paso del tiempo, así como también ocurre con la disolución del oro (Figura 8), por lo que podría decirse que la presencia de especies cianicidas no es un problema que limite la cinética de disolución. Para el tiempo de lixiviación evaluado se encontró un consumo de cianuro de 607,3 g/ton de mineral tratado, según valores típicos, el consumo de cianuro es de 500 a 1000 g/ton (Logsdon & Kalgelstin, 2011); esto quiere decir que el mineral tratado presenta un consumo de cianuro normal.

**Figura 9.**

*Cinética del cianuro consumido durante el proceso de cianuración en botella.*



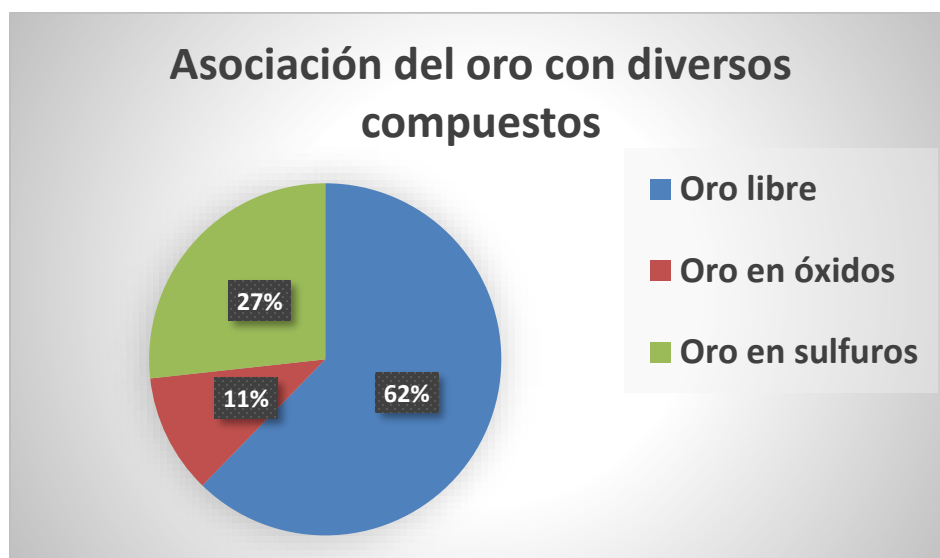
#### **4.1.6. Lixiviación diagnóstica**

Con el propósito de conocer la forma en que el oro se encuentra asociado a las diversas matrices mineralógicas presentes en el mineral, se realizó el ensayo de lixiviación diagnóstica. La tabla de resultados de este estudio se puede consultar en el Apéndice B, mientras que la **Figura 10** presenta los resultados finales, en ella se observa que la mayor parte del oro se encuentra en forma de oro libre (62%), mientras que el asociado a óxidos corresponde al 11% y el restante 27% está asociado a sulfuros. Relacionando estos resultados con los de cianuración en botella (Figura 8), se puede deducir que en las primeras 2 horas de lixiviación (zona con cinética rápida) se disuelve el oro libre fino, mientras que en la segunda zona (hasta las 24 horas) se disuelve el oro libre grueso y el asociado a los minerales oxidados (cuarzo, muscovita y clinocloro), por su parte en la zona de cinética más lenta (después de las 24 horas) se disuelve parcialmente el oro asociado a sulfuros

(pirita y galena). Estas asociaciones evitan la interacción del cianuro con el oro durante la lixiviación, y por tanto obstaculizan su disolución durante el proceso de cianuración (Cornejo, 1984), esto explica el porqué del grado de lixivabilidad menor a 85% para este mineral. Por lo anterior, es correcto pensar en incluir en el circuito de beneficio un método especial para la concentración de sulfuros como lo es la “flotación espumante”. Asimismo, pensar en idear una estrategia que permita la recuperación de este oro ocluido en sulfuros.

**Figura 10.**

*Asociación del oro con los diversos compuestos presentes en el mineral.*



#### **4.2. Concentración en mesa Wilfley**

Como se mencionó en la metodología, los ensayos de concentración por mesa Wilfley se realizaron variando dos parámetros de operación, la granulometría del mineral que se trabajó con dos niveles (-80+100 y -100) y el ángulo de inclinación con tres niveles (5°, 7°, 9°). Las tablas de resultados de estos ensayos se presentan en el Apéndice B mientras que las figuras 11 y 12 recogen los resultados más importantes del estudio. Para la evaluación de las pruebas de concentración se

tuvieron en cuenta los índices metalúrgicos de concentración % de Recuperación y Razón de concentración, los cuales se calcularon a partir de las siguientes ecuaciones (Bustamante, 1992):

$$\% \text{ Recuperación en el producto} = \frac{\text{Peso Au en el producto}}{\text{Peso Au total}} * 100$$

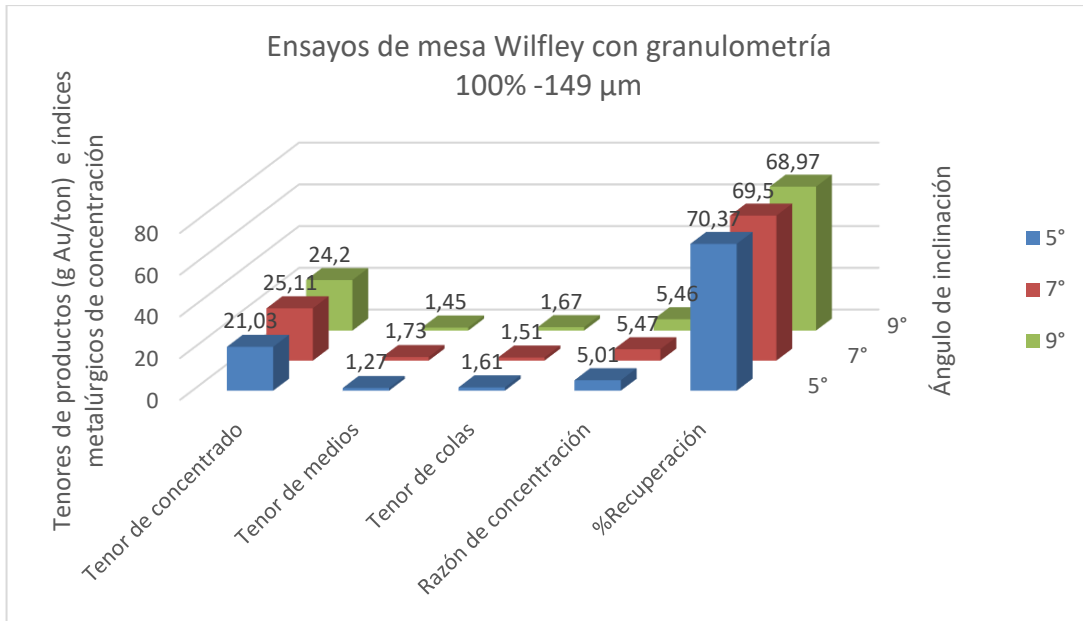
$$\text{Razón de concentración} = \frac{\text{Tenor del concentrado}}{\text{Tenor del mineral de cabeza}}$$

Al compara los resultados, se observa que los tenores de oro de los concentrados y las razones de concentración obtenidos en los ensayos con granulometría mas fina (Figura 11) son mayores respecto a los ensayos con granulometría gruesa (Figura 12), caso contrario ocurre con la recuperación del metal valioso. Lo anterior indicaría que el oro en el mineral se encuentra en un amplio rango de partículas, lo que dificulta su concentración en la mesa. Es así que al trabajar con la granulometría más fina, las partículas menos densas (ganga) tienen mayor tendencia a salir en medios y colas al ser arrastradas hacia abajo por el flujo de agua, favoreciendo así el tenor del concentrado. Por su parte, al trabajar con la granulometría más gruesa se favorece el movimiento de las partículas (densas y livianas) a lo largo de la tabla, favoreciéndose así la recuperación del metal valioso pero no así la separación de la ganga.

Con base en el análisis anterior se da prioridad a la razón de enriquecimiento (o al tenor del concentrado), con la idea de aumentar la recuperación del metal valioso al tratar en una segunda etapa de concentración las colas y los medios. Es decir, se selecciona la granulometría fina, 100% pasante malla 100 (partículas con tamaños menores a 149  $\mu\text{m}$ ) para el circuito metalúrgico de tratamiento del mineral.

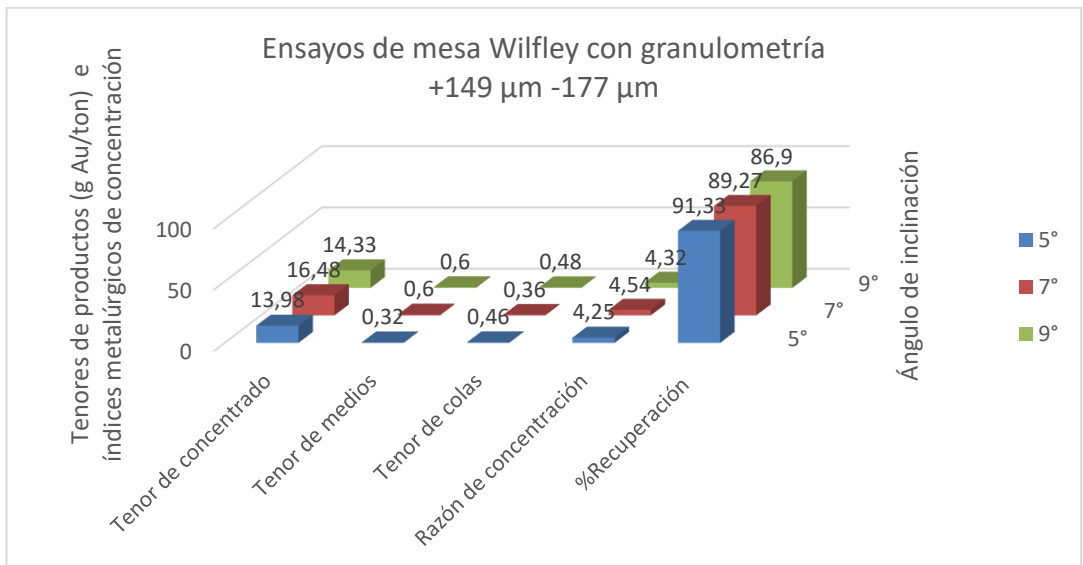
**Figura 11.**

*Comparativa de resultados obtenidos en mesa Wilfley con granulometría pasante malla Tyler 100, respecto a diferentes ángulos de inclinación.*



**Figura 12.**

*Comparativa de resultados obtenidos en mesa Wilfley con granulometría pasante malla Tyler 80-retenido malla Tyler 100, respecto a diferentes ángulos de inclinación.*



En cuanto a la variable ángulo de inclinación de la mesa, los resultados para la granulometría escogida, 100% pasante malla 100 (**Figura 11**), se evidencia que con los mayores ángulos de inclinación estudiados ( $7^\circ$  y  $9^\circ$ ) se obtienen mejores resultados que con  $5^\circ$ , en cuanto a razón de concentración. Lo anterior se explica por el hecho de que el aumento del ángulo de inclinación de la mesa concentradora ralentiza el movimiento de las partículas a lo largo de la tabla, mientras que se favorece su arrastre por el flujo de agua hacia abajo (Yıldırım Gülsoy & Gülcan, 2019), tal situación favoreció el arrastre de las partículas livianas hacia la zona de colas y medios, aumentándose así el tenor del concentrado. Para la selección del nivel de ángulo más adecuado se priorizó la calidad del concentrado en esta etapa de concentración, eligiéndose la inclinación de mesa en  $7^\circ$  ya que permite obtener la mayor razón de concentración, pasando de un tenor del mineral cabeza de 4,59 g/ton a 25,11 g/ton en el concentrado, generando una razón de concentración de 5,47.

Por otro lado, se puede observar que los tenores de las colas y medios fueron similares 1,5 – 1,7 g/ton en el nivel de ángulo seleccionado, además que la recuperación del metal precioso en el concentrado fue de aproximadamente 70%, perdiéndose el 30% del oro en colas y medios. Por lo tanto, es correcto pensar en una segunda etapa de concentración para estos dos últimos productos de la mesa Wilfley, de tal manera que al final del circuito se recupere lo máximo posible el contenido de oro inicialmente presente en el mineral.

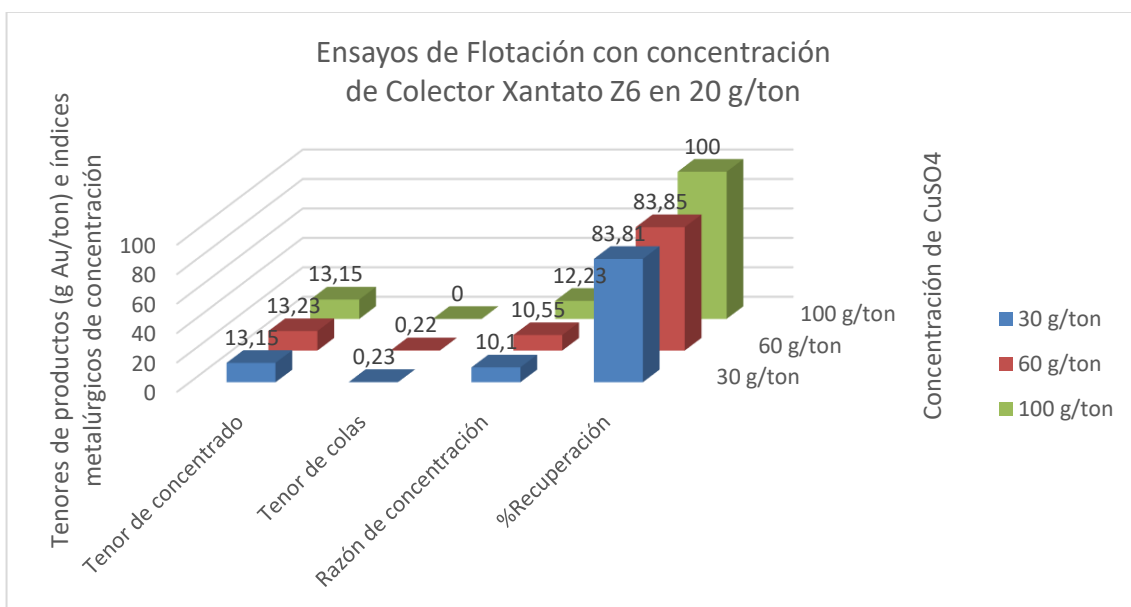
### **4.3. Concentración por flotación**

Los ensayos de flotación se llevaron a cabo con la mezcla de los productos colas y medios de la mesa concentradora, con el fin de aumentar la recuperación del metal de interés. Se evaluaron dos factores, cada uno de ellos con tres niveles, concentración del colector xantato Z6 (20, 50 y 80

g/ton) y concentración del activador sulfato de cobre (30, 60 y 100 g/ton). De dichas variaciones se obtuvieron los resultados presentados en las tablas del Apéndice C, los cuales son resumidos en las figuras 13, 14 y 15.

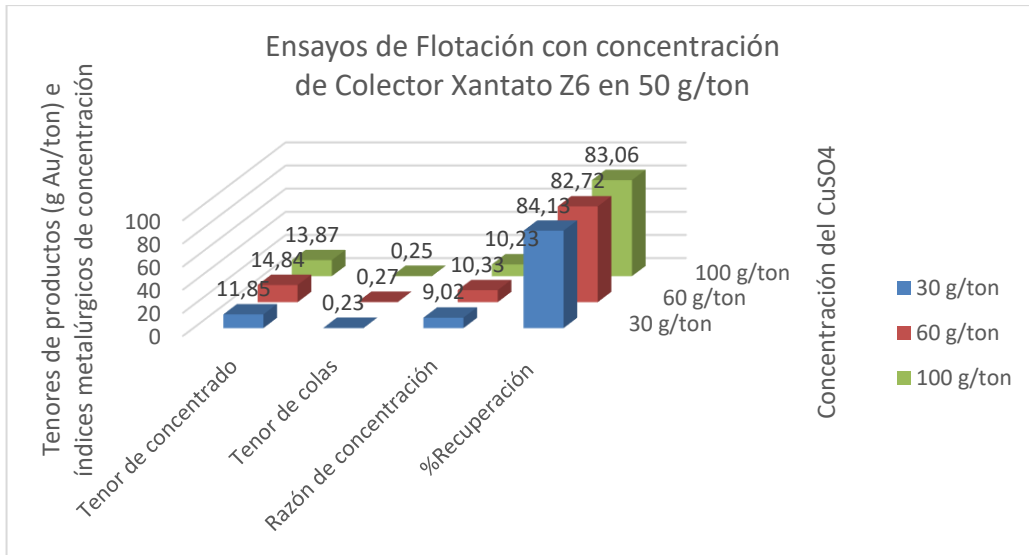
**Figura 13.**

*Comparativa de resultados obtenidos por flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 20 g/ton, variando la concentración del activador CuSO<sub>4</sub>.*



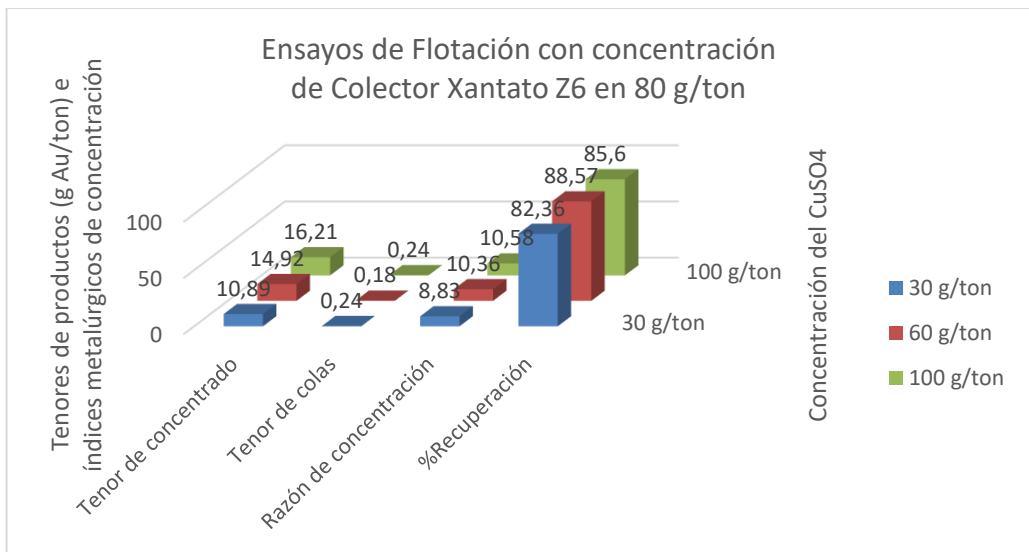
**Figura 14.**

*Comparativa de resultados obtenidos en mesa flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 50 g/ton, respecto a concentración del activador CuSO<sub>4</sub>.*



**Figura 15.**

*Comparativa de resultados obtenidos en mesa flotación con concentración de colector Xantato Z6 en 80 g/ton, respecto a concentración del activador CuSO<sub>4</sub>.*



De los resultados de los ensayos realizados con el menor nivel de concentración del Xantato Z6, es decir 20 g/ton (Figura 13), se puede apreciar como a medida que aumenta la concentración del  $\text{CuSO}_4$ , fue aumenta tanto la razón de concentración, como el % de recuperación de oro, dando a entender la gran importancia que tiene el activador en estas concentraciones de colector. Para concentraciones del Z6 de 50 g/ton y 80 g/ton (Figura 14 y Figura 15) no se observó una tendencia clara, pero si es evidente que bajo dichas condiciones la recuperación máxima obtenida fue de 88,57% con 80 g/ton de Z6 y 60 g/ton de  $\text{CuSO}_4$ , mientras que con la combinación de baja concentración del colector (20 g/ton de Z6) y alta concentración del activador (100 g/ton de  $\text{CuSO}_4$ ) se alcanzó una recuperación máxima del oro (100%). En el anexo E, se puede evidenciar el aspecto físico de los productos obtenidos en este último ensayo, donde la diferencia de color y brillo es muy evidente; el concentrado con tonalidades oscuras y brillantes y el estéril tonalidades claras y opacas, lo que es congruente con los resultados, según los cuales la recuperación de oro en el concentrado fue del 100%. Los resultados anteriormente mencionados van en la línea de la función del activador, el cual se encarga de potenciar la efectividad del colector sobre las partículas de oro, favoreciendo su recuperación y, por otro lado, la baja concentración del colector Z6 favorece la selectividad de este sobre el oro.

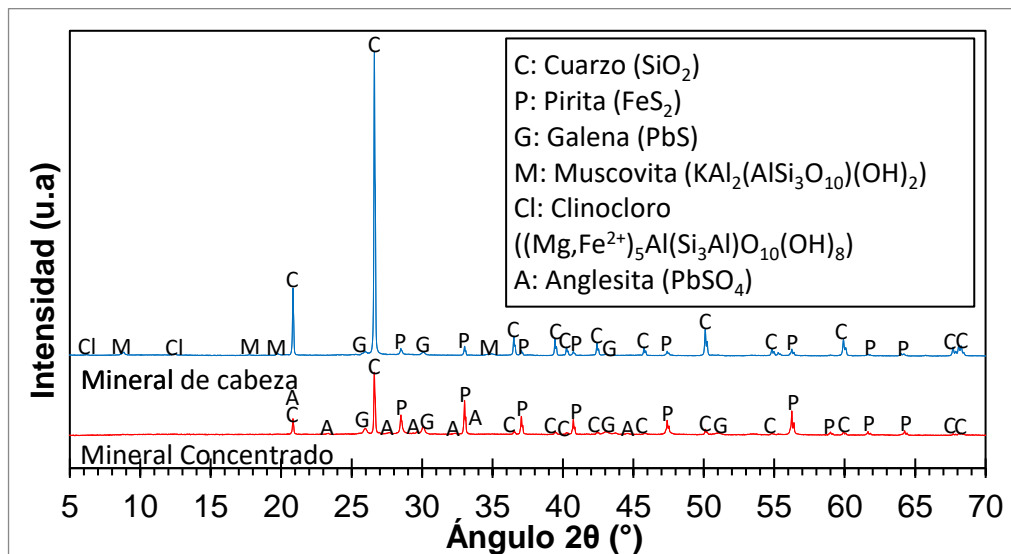
Como el objetivo principal de esta segunda etapa de concentración era aumentar la recuperación del oro, se seleccionaron como condiciones adecuadas para esta etapa 20 g/ton de Z6 y 100 g/ton de  $\text{CuSO}_4$ , alcanzándose una razón de concentración de 12,23, partiendo de un producto mineral con tenor de 1,07 g/ton de oro y alcanzando un tenor en el concentrado de 13,15 g/ton, esto acompañado de pérdidas nulas de oro en las colas de flotación, es decir 100% de recuperación en el concentrado.

En la Figura 16 se comparan los difractogramas de rayos x del mineral de cabeza tratado y

del concentrado final obtenido (mezcla de los dos concentrados, mesa Wilfley y Flotación). Es evidente la atenuación de los picos correspondientes a los silicatos (cuarzo, muscovita y clinocloro) por efecto del proceso de concentración del mineral y, por el contrario, se intensifican los picos relacionados con las especies sulfuradas (pirita y galena). A través del método de refinamiento de Rietveld se cuantificaron las especies mineralógicas en cada muestra, los resultados se presentan en la Tabla 3. Los resultados indican que a través de los procesos de concentración se separó gran parte del cuarzo presente en el mineral, disminuyendo su concentración del 85% al 44%, aproximadamente; así mismo se eliminó la totalidad de los otros silicatos. Por su parte, el concentrado se enriqueció en los sulfuros, principalmente en pirita, el cual es el compuesto mayoritario en el concentrado (49,47%). Finalmente, se evidencia para el concentrado la presencia de una pequeña cantidad (2,22%) de Anglesita o sulfato de plomo, especie que no fue detectada en el mineral de cabeza por su baja concentración en el mismo.

**Figura 16.**

*Comparación de los difractogramas de rayos x del mineral de cabeza y del concentrado final.*



**Tabla 3.**

*Composición mineralógica del mineral de cabeza y del concentrado final.*

Nombre del compuesto	Fórmula química	Cuantitativo (%)	
		Mineral de cabeza	Concentrado
Cuarzo	SiO <sub>2</sub>	85,54	44,48
Pirita	FeS <sub>2</sub>	5,42	49,47
Galena	PbS	Menor al 1%	3,83
Muscovita	KAl <sub>2</sub> (AlSi <sub>3</sub> O <sub>10</sub> )(OH) <sub>2</sub>	4,05	-
Clinocloro	(Mg,Fe <sup>2+</sup> ) <sub>5</sub> Al(Si <sub>3</sub> Al)O <sub>10</sub> (OH) <sub>8</sub>	4,26	-
Anglesita	PbSO <sub>4</sub>	-	2,22

#### 4.4.Circuito metalúrgico propuesto

A partir de los resultados obtenidos en cada uno de los ensayos de concentración gravimétrica, concentración por flotación espumante y de caracterización metalúrgica realizados a partir del mineral proveniente de la zona de la serranía de San Lucas, se plantea un circuito metalúrgico que incluye los procesos de concentración y la cianuración para así reemplazar el proceso de amalgamación para la recuperación del oro del mineral. En las Figuras 17 y 18 se presentan respectivamente el diagrama de flujo del circuito propuesto y el balance de materia para el mismo.

En la **Figura 17** se puede apreciar el procedimiento metalúrgico recomendado para tratar el mineral sin el uso del mercurio, el proceso empieza con una etapa de conminución (trituración y remolienda), luego la etapa de concentración gravimétrica por medio de mesa Wilfley donde el concentrado se dirige a un tanque de almacenamiento de concentrados, mientras que medios y colas se llevan a flotación, la cual es la segunda etapa de concentración; el concentrado de esta segunda etapa se almacena junto al concentrado de mesa Wilfley, mientras que las colas se desechan. Los concentrados tanto de Mesa Wilfley como de Flotación se mezclan y pasan a un proceso de remolienda, donde el tamaño de partículas debe ajustarse a por lo menos un P80 de 74

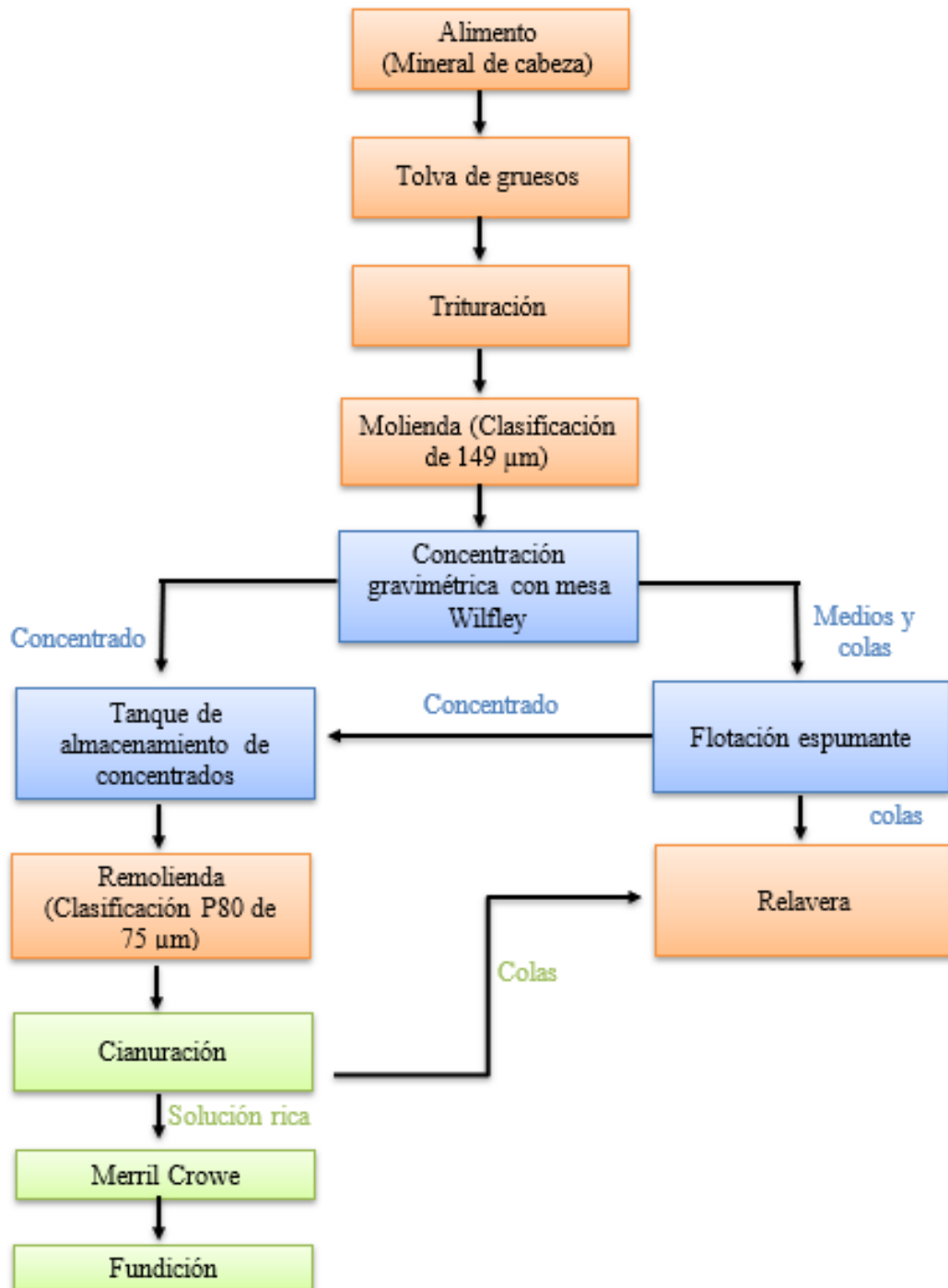
$\mu\text{m}$ ; este material se envía al tratamiento de cianuración, donde la solución rica obtenida en este se precipita por medio de la técnica “Merrill Crowe”, donde se reduce (o precipita) el oro disuelto mediante su cementación con zinc en polvo. El precipitado obtenido se funde y se obtiene finalmente el oro.

La **Figura 18** presenta el balance de masas para la producción del mineral de la Serranía de San Lucas, se parte de una tonelada de mineral con tenor de 5,33 g oro/ton, el cual se concentra gravimétricamente y por flotación obteniéndose un concentrado con tenor de 20,81 g oro/ton de mineral, con recuperación del 100% del oro. Tal concentrado se lleva a cianuración, donde se alcanza una recuperación del 84%, resultado obtenido en el ensayo de Lixiviación diagnóstica, sin ningún tipo de pretratamiento del mineral (ver recomendaciones), dando como resultado la obtención de 4,47 g de oro a partir de la tonelada inicialmente procesada.

El estudio realizado para el mineral proveniente de la zona de la serranía de San Lucas permite concluir que tal mineral puede ser tratado con éxito con tecnologías conocidas y económicas, tales como la concentración gravimétrica en mesa Wilfley, la concentración por flotación y la cianuración, demostrándose que no se requiere el uso de mercurio para la extracción del oro de tal mena.

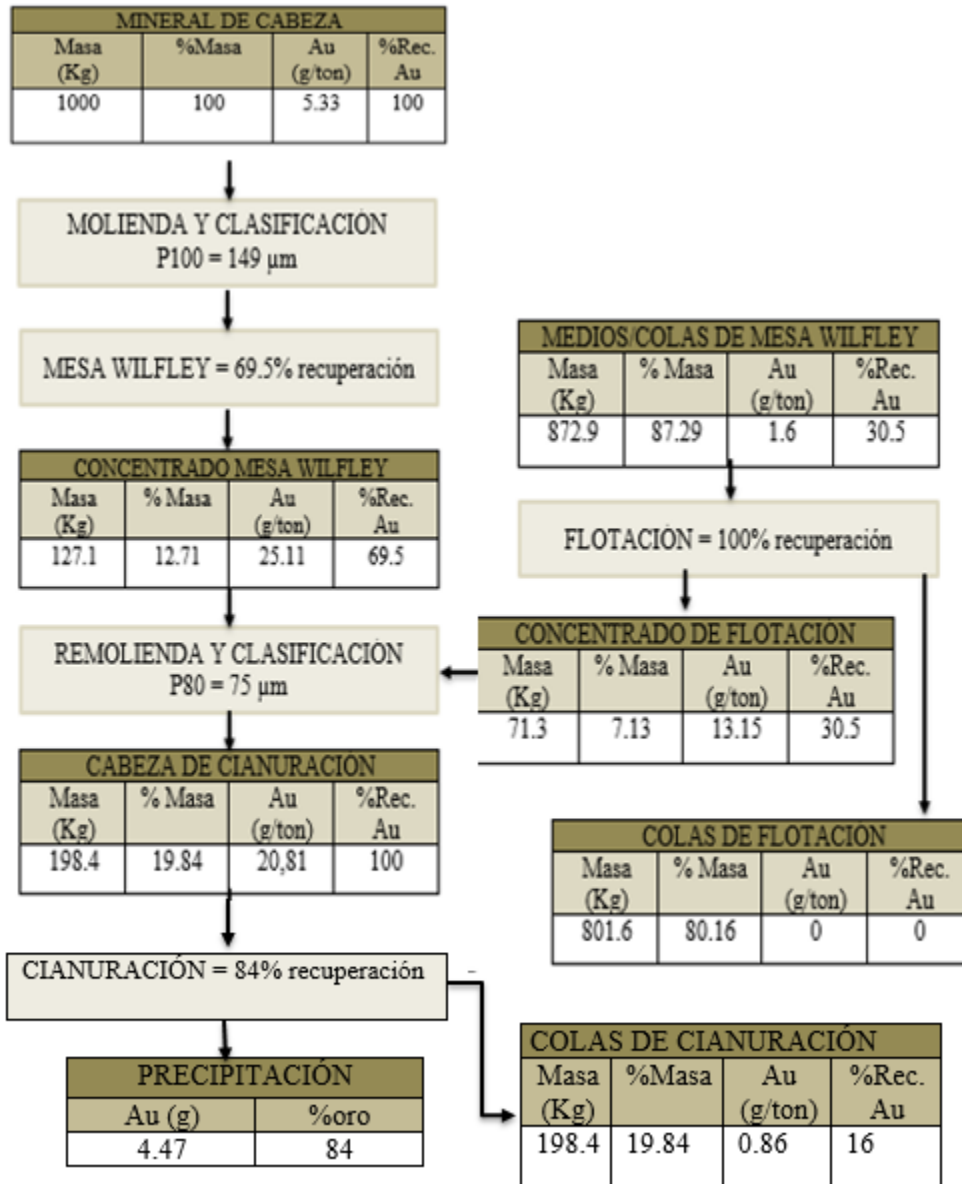
Figura 17.

Diagrama de flujo del proceso metalúrgico propuesto para el mineral aurífero de San Lucas



**Figura 18.**

*Balance de masa para una tonelada del proceso metalúrgico propuesto para el mineral aurífero de San Lucas.*



### 5. conclusiones.

- Mediante las pruebas de caracterización aplicadas se pudo determinar la presencia de tres diferentes tipos de silicatos; Cuarzo, Muscovita y Clinocloro, además de dos diferentes tipos de sulfuros; Piritita y Galena. Los ensayos distribución granulométrica y distribución de metales preciosos en fracciones granulométricas evidenciaron la necesidad de remoler el mineral para permitir la liberación de partículas de interés ocultas en las partículas gruesas.
- Según el ensayo de cianuración en botella, el material estudiado es medianamente lixiviable, donde se obtuvo una disolución del 84% del oro en 72 horas de lixiviación. Entre tanto se determinó que el material proveniente del Sur de Bolívar contiene 62% de oro libre, 11% de oro asociado a óxidos y el restante 27% en asociaciones con Sulfuros.
- Con base a las variables estudiadas, se determinaron las condiciones adecuadas para llevar a cabo el proceso de concentración en mesa Wilfley, se debe trabajar con una granulometría menor a 149  $\mu\text{m}$ , ángulo de inclinación de 7°, caudal de agua de 200 mL/s, frecuencia de sacudidas de 54 Hz con una alimentación de 200 g de material por minuto. Los medios y las colas obtenidos en el proceso anteriormente descrito se procesarán en el proceso de flotación con las siguientes condiciones operacionales; 20 g/ton de colector Z6, 100 g/ton de activador  $\text{CuSO}_4$ , pH en 6-7, 15 minutos de acondicionamiento, 35% de sólidos y 7 minutos de flotación.
- Se determinó por medio de los ensayos realizados y el balance de masa que se logra recuperar el 100% del oro en las etapas de concentración, generando un tenor del concentrado a cianurar de 20,81 gAu/ton, siendo lixiviable el 84% del oro.

- El circuito de procesos unitarios consta de 5 etapas; Conminución, Concentración, Remolienda, Cianuración Y Fundición. El procedimiento aportado concluye que no es necesario el uso de mercurio de ninguna manera para extraer oro, posibilitando la extracción de manera más amigable con el medio ambiente y economizando gastos de producción.

## 6. Recomendaciones

- Se recomienda hacer estudios de cianuración y pretratamientos del concentrado antes de cianurar con el fin de ayudar a elevar el porcentaje de recuperación, ya que al mezclar los concentrados de mesa Wilfley y flotación espumante el contenido de oro ocluido en sulfuros se vuelve importante afectando la recuperación final del oro total del circuito.
- Se recomienda profundizar en el estudio de variables en las etapas de concentración gravimétrica y por flotación con el fin de mejorar los índices metalúrgicos de concentración y optimizar tales procesos.
- Se recomienda estudiar la posibilidad de incluir más etapas de concentración con el fin de disminuir el volumen de mineral que pasa por el proceso de lixiviación por agitación, para disminuir costos de operación.
- Se recomienda evaluar la conveniencia de tratar los concentrados de mesa Wilfley y flotación espumante de manera separada.

### Referencias Bibliográficas

Ahtiainen, R., Liipo, J., & Lundström, M. (2021). Simultaneous sulfide oxidation and gold dissolution by cyanide-free leaching from refractory and double refractory gold concentrates, *Minerals Engineering*.

Arce Muñoz, J. L. (2002). Evaluación de xantatos en flotación de minerales sulfurados. *Repositorio de Universidad de Chile*

Arce Lopez, L. M., & Cano Alpaca, F. D. M. (2015). Importancia del pH en la recuperación de oro y plata en los Procesos de Cianuración. *Repositorio de Universidad de Chile*.

Arroyo Velásquez, N. A., & Malca Roque, K. A. (2020). Comparación del método de amalgamación con mercurio frente al método de fundición directa con Bórax–Flux para la recuperación de oro en minería artesanal 2019. *Repositorio de la Universidad Privada del Norte*

Atehortúa, A. M., Gaviria, A. C., & Perez, J. D. (2006). Recuperación de oro libre mediante su aglomeración con un agregado carbón-aceite. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, (18), 39-44

Bulatovic, S. M. (2007). Handbook of flotation reagents: chemistry, theory and practice: flotation of sulfide ores. *Elsevier*.

Bustamante, M. O., Gaviria, A. C., & Restrepo, O. J. (2008). CONCENTRACION DE MINERALES. *INSTITUTO DE MINERALES CIMEX*

Bustamante R. O. (1992). Concentración de minerales – Programa Modular de Minerales Auro Argentíferos”, Módulo 6, *Universidad Nacional*, Mineralco, SENA.

Casallas, M., & Martínez, J. A. (2015). Panorama de la minería del oro en Colombia. *Ploutos*, 5(1), 20-26.

Congreso de la República de Colombia (2013). Ley 1658. Por medio de la cual se establecen disposiciones para la comercialización y el uso de mercurio en las diferentes actividades

industriales del país, se fijan requisitos e incentivos para su reducción y eliminación y se dictan otras disposiciones. Recuperado de

<https://www.funcionpublica.gov.co/eva/gestornormativo/norma.php?i=53781>

Cornejo F.L. & Spottimood D. J. (1984). Aspectos fundamentales del proceso de cianuración de oro. *Revista Minerales*. Vol 41.

EL ESPECTADOR. (2022). El 85 % del oro que exporta Colombia proviene de la minería ilegal: Contraloría Recuperado de <https://www.elespectador.com/economia/el-85-del-oro-que-exporta-colombia-proviene-de-la-mineria-ilegal-contraloria/>

Free, M. (2013). *HYDROMETALLURGY Fundamentals and Applications*. Wiley, 167

García, M., & Márquez, E. (2018). Análisis de los efectos económicos y ambientales de la minería de oro en Colombia. *Revista de Economía y Administración*

Guillermín-Vázquez, C., & Roldán-Anzures, M. E. (2019). Intoxication by metal-mercury alloy amalgams and behavior changes in children. *Revista Mexicana de Medicina Forense y Ciencias de la Salud*, 2(1), 27-35.

Gaviria, A. C., Restrepo, O. J. & Bustamante, M. O. (2007). *HIDROMETALURGIA APLICADA. LINEA DE METALES PRECIOSOS*. Universidad Nacional de Colombia.

Harvie, D. (1989). John Stewart MacArthur: pioneer gold and radium refiner. *Endeavour*, (13), 179-184.

Logsdon, J., & Kalgelstin, k. (2011). Consejo Internacional de Metales y Medio Ambiente “El manejo del cianuro en la extracción de oro” Traducido de la publicación en inglés titulada *The Management of Cyanide in Gold Extraction*

López, D. (2022). El 85% del oro que exporta Colombia es ilegal. El País. Recuperado de <https://elpais.com/america-colombia/2022-09-12/el-85-del-oro-que-exportacolombia-es->

*ilegal.html*

Meraz, P. A. (2018). EL PROCESO DE FLOTACION EN EL BENEFICIO DE LOS MINERALES. Recuperado de <https://www.linkedin.com/pulse/el-proceso-de-flotacionen-beneficio-los-minerales-meraz-vinaja/>

MINISTERIO DE MINAS Y ENERGIA (2023). PLAN ÚNICO DE LEGALIZACIÓN Y FORMULACIÓN MINERA, 11.

Robb, L., & Hayward, C. (2014). 13.17 - Geochemistry of Placer Gold – A Case Study of the Witwatersrand Deposits, *Treatise on Geochemistry* (2), 433-461

Salinas, E., Rivera, I., Carrillo, F. R., Patiño, F., Hernández, J., & Hernández, L. E. (2004). Mejora del proceso de cianuración de oro y plata, mediante la preoxidación de minerales sulfurosos con ozono. *Revista de la Sociedad Química de México*, 48(4), 315-320.

Servicio Geológico Colombiano. (2019). GUÍA METODOLÓGICA PARA EL MEJORAMIENTO PRODUCTIVO DEL BENEFICIO DE ORO SIN EL USO DE MERCURIO.

Standard Methods. (2010). METHOD 9016 FREE CYANIDE IN WATER, SOILS AND SOLID WASTES BY MICRODIFFUSION.

Vilcapoma, J., & Chávez, Z. (2012). Pruebas Experimentales A Nivel De Laboratorio De Concentración Gravimétrica Y Flotación De Minerales De Oro En La Planta Concentradora "Caselita". Huancayo-Perú.

World Gold Council. (2021). Gold Production by Country. Recuperado de <https://www.gold.org/goldhub/data/gold-production-by-country>

Yıldırım Gülsoy, Ö., & Gülcan, E. (2019). A new method for gravity separation: Vibrating table gravity concentrator, *Separation and Purification Technology* (211), 124-134

911Metallurgist. Mesa concentradora gravitacional Wilfley. *Recuperado de*

*<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/mesa-Wilfley-concentradora-gravimetrica/>*

911Metallurgist (2017). Introducción a la Lixiviación de Oro y Plata. Recuperado de

*<https://www.911metallurgist.com/metalurgia/cianuracion-oro-plata/>*

## Apéndices

### Apéndice A. Balance de materia para el oro y plata en distintas distribuciones granulométricas

Malla	Peso (g)	Peso (Ton)	%peso	Tenor Au (g/ton)	Peso Au (g)	%de oro asociado
(+60)	70	0,00007	13,98	4,06	0,00028	13,43
(-60+80)	49,1	0,0000491	9,81	4,61	0,00023	10,70
(-80+100)	74,2	0,0000742	14,82	3,4	0,00025	11,93
(-100)	307,4	0,0003074	61,39	4,4	0,00135	63,94
Total	500,7	0,0005007	100	4,22	0,002115391	100

Malla	Peso (g)	Peso (Ton)	%peso	Tenor Ag (g/ton)	Peso Ag (g)	%de plata asociado
(+60)	70	0,00007	13,98	6,1	0,000427	13,00
(-60+80)	49,1	0,0000491	9,81	8,2	0,00040262	12,26
(-80+100)	74,2	0,0000742	14,82	4,5	0,0003339	10,17
(-100)	307,4	0,0003074	61,39	6,9	0,00212106	64,58
Peso total	500,7	0,0005007	100	6,55	0,00328458	100

**Apéndice B. Tabla de datos de Lixiviación diagnóstico**

ID de muestra	ppm muestra diluida	factor de dilución	ppm real	volumen total de solución (L)	mg de oro recuperados	% de oro disuelto
oro libre	1,510	5	7,550	0,200	1,510	62,294
oro en óxidos	1,330	1	1,330	0,200	0,266	10,974
oro en sulfuros	3,240	1	3,240	0,200	0,648	26,733
					mg de oro total	100,000
					2,424	

**Apéndice C. Resultados de ensayos de mesa Wilfley**

Ensayo 1: Mineral malla Tyler -80+100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 5°

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (µg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	105,7	21%	13,98	1477,69	91,33	4,25
Medios	267,6	54%	0,32	85,63	5,29	-
Colas	118,7	24%	0,46	54,60	3,37	-
Total	492	100%	3,29%	16,18	100	-

Ensayo 2: Mineral malla Tyler -80+100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 7°

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (µg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	96,2	20%	16,48	1585,38	89,27	4,54
Medios	204,6	42%	0,6	122,76	6,91	-
Colas	188,6	38%	0,36	67,90	3,82	-
Total	489,4	100%	3,63	1776,03	100	-

Ensayo 3: Mineral malla Tyler -80+100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 9°

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (µg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	98,2	20%	14,33	1407,21	86,90	4,32

Medios	208,7	43%	0,6	125,22	7,73	-
Colas	180,9	37%	0,48	86,83	5,36	-
Total	487,8	100%	3,32	1619,26	100	-

**Ensayo 4: Mineral malla Tyler -100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 5°**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	69	14%	21,03	1451,07	70,37	5,01
Medios	201,9	41%	1,27	256,41	12,44	-
Colas	220,2	45%	1,61	354,52	17,19	-
Total	491,1	100%	4,20	2062,01	100	-

**Ensayo 5: Mineral malla Tyler -100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 7°**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	63,4	13%	25,11	1591,97	69,50	5,47
Medios	187	37%	1,73	323,51	14,12	-
Colas	248,4	50%	1,51	375,08	16,38	-
Total	498,8	100%	4,59	2290,57	100	-

**Ensayo 6: Mineral malla Tyler -100 y ángulo de inclinación de la mesa Wilfley en 9°**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	60,4	13%	24,2	1461,68	68,93	5,46
Medios	179,5	38%	1,45	260,28	12,27	-
Colas	238,6	50%	1,67	398,46	18,79	-
Total	478,5	100%	4,43	2120,42	100	-

**Apéndice D. Resultados de ensayos de Flotación espumante**Ensayo 1: 20 g/ton de Xantato Z6 y 30 g/ton de CuSO<sub>4</sub>

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	34,6	8%	13,15	454,99	83,81	10,10
Colas	382,2	92%	0,23	87,91	16,19	
Total	416,8	100%	1,30	542,90	100	

Ensayo 2: 20 g/ton de Xantato Z6 y 60 g/ton de CuSO<sub>4</sub>

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	33,4	8%	13,23	441,88	83,85	10,55
Colas	386,8	92%	0,22	85,10	16,15	
Total	420,2	100%	1,25	526,98	100,00	

Ensayo 3: 20 g/ton de Xantato Z6 y 100 g/ton de CuSO<sub>4</sub>

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	34,2	8%	13,15	449,73	100	12,23
Colas	384,2	92%	0	0	0	
Total	418,4	100%	1,07	449,73	100	

Ensayo 4: 50 g/ton de Xantato Z6 y 30 g/ton de CuSO<sub>4</sub>

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	39,2	9%	11,85	464,52	84,13	9,02
Colas	380,9	91%	0,23	87,61	15,87	
Total	420,1	100%	1,31	552,13	100,00	

**Ensayo 5: 50 g/ton de Xantato Z6 y 60 g/ton de CuSO<sub>4</sub>**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	33,2	8%	14,84	492,69	82,72	10,33
Colas	381,2	92%	0,27	102,92	17,28	
Total	414,4	100%	1,44	595,61	100,00	

**Ensayo 6: 50 g/ton de Xantato Z6 y 100 g/ton de CuSO<sub>4</sub>**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	34	8%	13,87	471,58	83,06	10,23
Colas	384,6	92%	0,25	96,15	16,94	
Total	418,6	100%	1,36	567,73	100,00	

**Ensayo 7: 80 g/ton de Xantato Z6 y 30 g/ton de CuSO<sub>4</sub>**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	39	9%	10,89	424,71	82,36	8,83
Colas	378,9	91%	0,24	90,94	17,64	
Total	417,9	100%	1,23	515,65	100,00	

**Ensayo 8: 80 g/ton de Xantato Z6 y 60 g/ton de CuSO<sub>4</sub>**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	35,8	9%	14,92	534,14	88,57	10,36
Colas	383	91%	0,18	68,94	11,43	
Total	418,8	100,00%	1,44	603,08	100,00	

**Ensayo 9: 80 g/ton de Xantato Z6 y 100 g/ton de CuSO<sub>4</sub>**

Producto	Masa (g)	% masa	Tenor Au (g/ton)	Masa Au (μg)	% Recuperación	Razón de concentración
Concentrado	34	8%	16,21	551,14	85,60	10,58
Colas	386,2	92%	0,24	92,69	14,40	
Total	420,2	100,00%	1,53	643,83	100,00	

**Apéndice E. Aspecto visual de concentrado (izquierda) y colas (derecha) de flotación**

