



Determinación de las condiciones óptimas del proceso de cianuración mediante un modelo estadístico, para beneficiar el oro de una planta de Andes-Antioquia, como alternativa al proceso de amalgamación

Carlos Mario Zapata Moreno
Martín Alberto Monsalve Restrepo

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

Asesor

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

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

2021

Cita	Zapata Moreno y Monsalve Restrepo [1]
Referencia Estilo IEEE (2020)	[1] C.M. Zapata Moreno y M.A. Monsalve Restrepo, “Determinación de las condiciones óptimas del proceso de cianuración mediante un modelo estadístico, para beneficiar el oro de una planta de Andes-Antioquia, como alternativa al proceso de amalgamación”, Trabajo de grado profesional, Ingeniería de Materiales, Universidad de Antioquia, Medellín, Antioquia, Colombia, 2021.



Grupo de Investigación Materiales Preciosos (MAPRE).
 Centro de Investigación Ambientales y de Ingeniería (CIA)



Biblioteca Carlos Gaviria Díaz

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

Universidad de Antioquia - www.udea.edu.co

Rector: John Jairo Arboleda Céspedes.

Decano: Jesús Francisco Vargas Bonilla.

Jefe departamento: Francisco Javier Herrera Builes.

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

Dedicatoria

A mis padres, por reconocer en la academia un camino dirigido hacia el crecimiento personal y por haber enfocado sus esfuerzos diarios a que yo persiguiera aquel noble propósito. Sé que los enorgullece este logro y espero retribuirlo de alguna manera.

A mi familia, por su amor inquebrantable y apoyo incondicional; incluidos los que ya no están presentes en vida. Lamento no poder compartir mi satisfacción con ellos: Julio Z., Julio M., Manuel, María Jesús, Elena, Alejandrina, Olga.

A mi hermana, por ser siempre mi modelo a seguir en el ámbito académico y en la vida, aunque pocas veces la haya seguido. No tengo duda que, sin ella, hace tiempo habría abandonado este proyecto. Cualquier palabra quedará corta para expresarle mi eterno afecto y agradecimiento.

A María Camila, por llegar cuando más lo necesitaba.

Carlos M. Zapata M.

A mis padres por su apoyo incondicional durante toda mi carrera, y por sus enseñanzas de vida siempre basadas en el respeto.

A Andrea Arroyave por ser un soporte durante todo este trayecto, por sus enseñanzas y paciencia.

Martin A. Monsalve R.

Agradecimientos

A nuestra alma mater y sus distintos espacios, por habernos cobijado durante varios años y servido como sitio para el aprendizaje de la vida y todo lo complejo que esta abarca, y por supuesto, inculcarnos la búsqueda del conocimiento científico.

A los distintos profesores y compañeros que compartieron con pasión y respeto sus conocimientos durante nuestra carrera Universitaria.

Al grupo MAPRE y todos los que lo conforman por abrimos las puertas y permitirnos desarrollar este y otros proyectos. Mención especial al profesor Jairo Ruiz y Juan José Amaris por sus enseñanzas, disposición y paciencia.

Al grupo de trabajadores del entable “la Y” en el municipio de Andes por permitirnos conocer su lugar y métodos de trabajo y brindarnos la muestra mineral con la que desarrollamos este trabajo.

A la profesora Deisy Alejandra Mazo por brindarnos asesoría con el diseño estadístico.

A nuestro compañero Gilberto Herrera por brindarnos su acompañamiento y asesoría en el laboratorio, para la realización de algunos ensayos de cianuración en botella.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN.....	11
ABSTRACT	12
I. INTRODUCCIÓN	13
II. OBJETIVOS.....	16
A. Objetivo general	16
B. Objetivos específicos	16
III. MARCO TEÓRICO	17
A. El oro	17
B. Sus principales propiedades	19
C. La metalurgia.....	21
D. Metalurgia extractiva.....	21
E. El mercurio para el beneficio del oro	22
F. Caracterización del mineral.....	24
G. Radiación electromagnética	24
H. Fluorescencia Rayos X.....	25
I. Difracción rayos X	26
J. Ensayo al fuego	27
K. Concentración para el beneficio del oro.....	28
1) Métodos de concentración	29
2) Concentración gravimétrica.....	29
3) Mesa concentradora Wilfley.....	31
4) Índices metalúrgicos	33
L. Ensayos fisicoquímicos	35
M. La cianuración	36

IV. METODOLOGÍA	40
A. Revisión Bibliográfica.....	40
B. Proceso de conminución inicial.....	40
C. Caracterización macroscópica del mineral.....	41
D. Análisis de moliendabilidad del mineral.....	41
E. Caracterización química del mineral.....	42
F. Concentración inicial del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos	43
G. Ensayo al fuego del mineral por mallas	46
H. Segunda concentración del mineral en mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos.....	47
I. Caracterización fisicoquímica del mineral.....	48
1) <i>Cálculo de la densidad aparente</i>	49
2) <i>Sales solubles</i>	49
3) <i>Velocidad de sedimentación</i>	51
4) <i>Grado de acidez</i>	51
J. Proceso de cianuración del mineral.....	52
1) <i>Pre-ensayos realizados</i>	53
2) <i>Ensayos de cianuración en botella</i>	54
K. Detoxificación de las colas de cianuración con peróxido de hidrógeno (H ₂ O ₂).....	55
V. RESULTADOS	56
A. Caracterización macroscópica del mineral de estudio y conminución inicial	56
B. Análisis de moliendabilidad del mineral.....	58
C. Caracterización química del mineral.....	60
D. Concentración inicial del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos	62
E. Ensayo al fuego del mineral por mallas	65
F. Segunda concentración del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos	66

G.	Caracterización fisicoquímica del mineral	69
1)	<i>Cálculo de la densidad aparente</i>	69
2)	<i>Sales solubles</i>	70
3)	<i>Velocidad de sedimentación</i>	71
4)	<i>Grado de acidez</i>	72
H.	Proceso de cianuración del mineral con modelo estadístico experimental factorial 2x3 ...	74
1)	<i>Pre- ensayos realizados</i>	75
2)	<i>Resultados de cianuración en botella</i>	77
3)	<i>Análisis de aleatoriedad</i>	78
4)	<i>Análisis de normalidad</i>	79
5)	<i>Análisis de varianza constante</i>	80
6)	<i>Análisis de suma de efectos iguales a cero</i>	81
7)	<i>Resultados del modelo estadístico (análisis de varianza)</i>	82
I.	Detoxificación de las colas de cianuración con peróxido de hidrógeno	85
VI.	CONCLUSIONES	87
	REFERENCIAS	89

LISTA DE TABLAS

TABLA I CONDICIONES INICIALES DE OPERACIÓN EN MESA	43
TABLA II CARGAS USADAS PARA ENSAYOS AL FUEGO	44
TABLA III CONDICIONES DE OPERACIÓN USADAS EN LA CONCENTRACIÓN EN MESA PARA ENSAYO AL FUEGO	48
TABLA IV CARGAS USADAS PARA ENSAYO AL FUEGO DE PRODUCTOS DE RE CONCENTRACIÓN DE MALLA -60+80.....	48
TABLA V VARIABLES USADAS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN.....	53
TABLA VI ORDEN DE EJECUCIÓN DE LOS ENSAYOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA	55
TABLA VII COMPOSICIÓN QUÍMICA GENERAL OBTENIDA MEDIANTE OBSERVACIÓN EN ESTEREOSCOPIO	57
TABLA VIII COMPOSICIÓN QUÍMICA ELEMENTAL DEL MINERAL DE CABEZA OBTENIDO POR FRX.....	60
TABLA IX RESULTADOS COMPOSICIÓN DRX	62
TABLA X RESULTADOS OBTENIDOS DE LA CONCENTRACIÓN INICIAL EN MESA WILFLEY	63
TABLA XI TENORES DE ORO OBTENIDOS DE LOS PRODUCTOS DE CONCENTRACIÓN INICIAL EN MESA WILFEY	63
TABLA XII RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS ÍNDICES METALÚRGICOS PARA LA MALLA -35+40	65
TABLA XIII RESULTADOS DE TENORES DE ORO OBTENIDOS DEL ENSAYO AL FUEGO POR MALLAS	65
TABLA XIV RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS ENSAYOS AL FUEGO PARA PRODUCTOS DE MESA.....	66
TABLA XV ÍNDICES METALÚRGICOS MALLAS -60+80 y -100+140	66
TABLA XVI CRITERIO DE CONCENTRACIÓN SEGÚN TAGGART	67
TABLA XVII ENSAYO AL FUEGO PRODUCTOS DE RE-CONCENTRACIÓN EN MESA	69
TABLA XVIII RESULTADO DE LAS VELOCIDADES DE SEDIMENTACIÓN DE LOS SÓLIDOS EN LAS PULPAS TRABAJADAS	72

TABLA XIX RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS PRE-ENSAYOS DE CIANURACIÓN .	75
TABLA XX RESULTADOS ENSAYOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA	77
TABLA XXI EFECTO DE LAS DIFERENTES VARIABLES	81
TABLA XXII RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE VARIANZA.....	82
TABLA XXIII CONDICIONES DE TRATAMIENTO DEL MINERAL PARA OBTENER LA MAYOR RECUPERACIÓN POSIBLE DE ORO	85
TABLA XXIV RESULTADOS DE DETOXIFICACIÓN CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO	86

LISTA DE FIGURAS

Fig. 1 Eficiencia de algunos procesos de concentración de minerales según tamaño de partícula	30
Fig. 2. Representación esquemática del método de cono y cuarteo Nota: Fuente https://www.r-chemical.com/	42
Fig. 3. Circuito de tamices de la serie Tyler empleados para análisis de oro por mallas.....	47
Fig. 4. Diagrama de flujo para determinar presencia de sales solubles en el mineral.....	50
Fig. 5. Imágenes del mineral de estudio obtenidas en el estereoscopio: a) Muestra representativa, b) Presencia de pirita, c) Presencia de esfalerita	57
Fig. 6. Curvas de moliendabilidad obtenidas del mineral de cabeza con y sin lavado de arcillas .	59
Fig. 7. Difractograma del mineral de cabeza obtenido por DRX.....	61
Fig. 8. Curva normalizada de criterios de concentración respecto al tamaño de partícula	68
Fig. 9. Curva de velocidad de sedimentación para pulpas con diferentes porcentajes en sólidos .	71
Fig. 10. Relación entre iones HCN^- Y CN^- respecto al potencial de hidrógeno	74
Fig. 11. Resultados de la prueba de aleatoriedad	78
Fig. 12. Resultados de la prueba de normalidad	79
Fig. 13. Resultados de la prueba de varianza constante	80
Fig. 14. Gráfico de rangos múltiples de Duncan.....	83
Fig. 15. Gráfico de superficies con variables de estudio y variable respuesta	84

RESUMEN

En el presente trabajo, se estudió el comportamiento de un mineral auroargentífero rico en cuarzo y óxidos de hierro cuando fue sometido a procesos metalúrgicos de concentración en mesa Wilfley y pruebas de lixiviación con cianuro en botella. Previamente fue estudiado mediante una caracterización integral para establecer condiciones de operación y determinar los tenores de oro en diferentes tamaños de partícula, para evidenciar las mallas que mayor presencia del metal precioso poseían. Fue aplicado al mineral para el proceso de lixiviación en botella, un diseño estadístico experimental factorial 2x3, con 95% de confianza bajo el cumplimiento de los supuestos de aleatoriedad, normalidad, varianza constante y suma de efectos iguales a cero, tomando como variables de estudio el tiempo de ensayo y la concentración de cianuro empleada. La variable respuesta fue la recuperación de oro que alcanzó un valor máximo de 90,83% utilizando una concentración de NaCN de 1g/L y un tiempo de cianuración de 10 horas, evidenciando un alto grado de lixiviabilidad.

Palabras clave — **Mineral auroargentífero, concentración en mesa Wilfley, lixiviación con cianuro en botella, diseño estadístico experimental, recuperación.**

ABSTRACT

This work studies the behavior of an auroargentiferous mineral rich in quartz and iron oxides that was subjected to metallurgical concentration processes in Wilfley's table and leaching tests with cyanide in bottle. Mineral was previously studied through a whole characterization to establish operating conditions and determine the gold content in different particle sizes, to demonstrate the meshes with the greatest presence of the precious metal. A 2x3 factorial experimental statistical design with 95% confidence was applied to the mineral on assumptions of randomness, normality, constant variance and sum of effects equal to zero, using test time and cyanide concentration as study variables. The response variable was the recovery of gold that reached a maximum value of 90.83% using 1g/L NaCN and 10 hours of cyanidation time, showing a high degree of leachability.

***Keywords* — Auroargentiferous mineral, concentration processes in Wilfley's table, leaching test, factorial experimental statistical, recovery of gold.**

I. INTRODUCCIÓN

La minería se define como la realización de diversas actividades para obtener el beneficio de un yacimiento rico en minerales, conocido como mina. Se entiende pues, que la extracción y explotación de las mismas se da por parte de los mineros.

Antes de comenzar un proceso de beneficio, se requiere realizar diversos estudios geológicos que indiquen la viabilidad para intervenir la tierra, de manera que se garantice la sostenibilidad en el proceso de explotación, y, además, la restitución de las minas que serán impactadas. La explotación tanto ilícita como regulada, no siempre tiene en cuenta los impactos ambientales que provoca, lo que genera cambios devastadores e irreparables en los ecosistemas. De esta manera, se hace cada vez más necesaria la intervención en este sector de la industria. En el marco de practicar una minería sostenible, particularmente la de oro, se han implementado medidas como: la instauración de leyes que penalizan el uso o posesión de mercurio, el cierre de minas ilegales, la concientización y capacitación, tanto a trabajadores del sector minero como a la población en general, de la importancia que desprende el realizar esta actividad con toda la rigurosidad posible, entre otras. Algunas han resultado efectivas y otras no tanto.

Por otra parte, un brazo importante que viene interviniendo de manera positiva en el beneficio del oro es la academia, esto, a través de la experimentación, el estudio de nuevos métodos y procesos para la extracción de metales preciosos, y la capacitación e instauración de los mismos en las plantas de beneficio, para lograr una explotación correcta y eficaz de minerales, sin dejar de lado el impacto social que también provee. El estudio hecho en el presente trabajo está dirigido al beneficio del oro, pretendiendo obtener el mayor aprovechamiento de un mineral, y a la vez, generar bajo impacto en el ecosistema y la salud de los pobladores de un determinado lugar.

Andes, municipio Antioqueño, es uno de los tantos lugares del departamento en donde su población ha encontrado una de las principales fuentes de ingresos en la explotación de oro; en este caso particular, la actividad minera es la segunda en importancia, siendo precedida por la actividad cafetera, mayor generadora de empleo en la zona y fundamental en el desarrollo no solo del municipio, sino también del Suroeste Antioqueño [1].

La extracción del oro a pequeña y gran escala se ha valido de métodos que emplean mercurio debido a la facilidad de ejecutarlos y a sus bajos costos. En el campo minero, por ejemplo, la “amalgama” es el término que se emplea para referirse a una mezcla entre oro y mercurio. El último mencionado, tiene la capacidad de atrapar el oro asociado a un mineral, formando una especie de pulpa acuosa que posteriormente se puede liberar con calentamiento, esto es, mediante la evaporación del mercurio [2]. Así nace el proceso de amalgamación; un método antiquísimo pero eficaz que, sin embargo, deriva en consecuencias negativas tanto en la persona que lo realiza, como en el medio ambiente.

El mercurio se puede encontrar en diversas formas químicas como: metal elemental o compuestos orgánicos e inorgánicos. En cualquier caso, posee características tóxicas. Dentro de los compuestos inorgánicos, destaca el metilmercurio (CH_3Hg^+), que tiene la capacidad de bioacumularse en seres vivos, por lo que no es extraño que por ejemplo en especies acuáticas, sea el más común de los compuestos nocivos presentes en organismos contaminados [3]. El metilmercurio genera repercusiones y/o afectaciones neurológicas, físicas, cognitivas, entre otras, bien sea por contacto directo o por inhalación de sus gases. Inevitablemente, el mercurio está presente en suelos, aire y aguas, debido a diversos fenómenos geológicos como emisión de gases volcánicos y desgasificación de la corteza terrestre, y, su presencia en zonas de tradición minera se intensifica por las prácticas negativas que lo involucran, como el vertimiento de desechos contaminados a los cuerpos de agua sin previa neutralización, los vapores liberados por el calentamiento de la amalgama, etc. [4]. Como es de esperarse, en estos sitios las concentraciones del metal en el ambiente alcanzan niveles preocupantes y se convierten en un evidente problema de salud pública que afecta a toda la comunidad. Sin embargo, el desconocimiento acerca de las problemáticas ambientales y de salud, los dilemas sociales que históricamente se han experimentado entorno a la actividad minera y los intereses económicos y políticos que emergen constantemente, pueden explicar parcialmente, por qué aún no se le dedica a la implementación de métodos alternos, la atención que merece.

Basados en la idea de que la investigación ingenieril debe tener un enfoque hacia el beneficio de la sociedad, donde cada vez se hace más necesaria la instauración de tecnologías amigables con el medio ambiente, y, conociendo qué más allá de los efectos nocivos sufridos por

distintos seres vivos debido al uso de mercurio, existen normativas actuales que prohíben totalmente su utilización en la minería, se hace indispensable implementar nuevas prácticas. Se trae a colación la ley 1658 de 2013, en la cual el gobierno nacional estableció la necesidad de eliminar totalmente el uso del mercurio en el transcurso de cinco años para la actividad minera [5]. Planteó, además, erradicar completamente el mercurio para el año 2023 en los demás sectores de la industria. Sin embargo, todavía algunos entables lo siguen empleando, tanto por facilidad del proceso, como por desconocimiento de nuevas tecnologías, demostrando que las entidades reguladoras no han hecho un acompañamiento adecuado para mejorar las prácticas de extracción y que evidentemente, el límite establecido no se cumplió.

Así pues, se espera que el presente trabajo sirva de apoyo a los mineros artesanales de una población específica, en este caso, a los empleados de la planta de beneficio “la Y” del corregimiento de Santa Rita, ofreciendo un modelo que a futuro se podrá implementar en la planta y que se espera, sea de fácil adaptación y viabilidad económica para todas las partes que dependen del funcionamiento de la misma. De esta forma, se puede establecer definitivamente la lixiviación con cianuro como método predilecto de extracción del oro en la planta, aspecto que mejoraría notablemente la calidad de vida de las personas que directa o indirectamente tienen relación con la actividad. Lo anterior, soportado por la confianza del modelamiento estadístico, concluiría la validez del método aplicado y mostraría la predominancia del mismo sobre otros métodos de extracción. Se espera, además, que el presente trabajo sirva como referencia positiva para los demás entables de la zona, confiando en que agudizará el convencimiento en distintas personas, de la urgencia de implementar métodos alternos, no sólo por la obligación de eliminar el mercurio de sus cotidianidades, sino también por la obtención de resultados muy halagüeños concernientes a la recuperación del metal de interés, el oro.

II. OBJETIVOS

A. Objetivo general

Determinar por medio de un modelo estadístico, bajo qué condiciones de operación se puede obtener la mayor recuperación del oro en un mineral problema mediante el proceso de cianuración, generando el menor impacto ambiental posible.

B. Objetivos específicos

- Caracterizar fisicoquímica, geológica y mineralógicamente el mineral problema mediante diferentes técnicas especiales.
- Determinar mediante ensayos al fuego, los tamaños de partícula en dónde se encuentren tenores representativos de oro y plata, antes y después de la concentración.
- Obtener los índices metalúrgicos de operación mediante la concentración del mineral por mesa Wilfley
- Determinar los parámetros óptimos del proceso de cianuración mediante la aplicación del modelo estadístico preestablecido para los ensayos.

III. MARCO TEÓRICO

A. El oro

El oro es un elemento metálico del que se tienen referencias en cada era vivida por el hombre moderno o más bien, por sus civilizaciones reconocidas más antiguas; su condición de metal precioso siempre le adjudicó a quién lo poseyera, el carácter de poderoso [6]. Desde el año 3050 a.C., los granos y lingotes de oro se emplearon como medio de pago en el antiguo Egipto, y la joyería ya se mostraba como su principal campo de aplicación. Con el avance científico y el pasar de los años, aumentaría el interés por dicho metal, y, por ende, en los métodos de extracción que le conciernen. Desde entonces, la actividad con el oro no se limitaba simplemente a la admiración de su belleza ni a la ostentación que producía en quienes tenían acceso a él, sino que se proyectaba como un metal que ofrecía propiedades únicas, como baja dureza y alta ductilidad, alta maleabilidad, alto potencial de reducción (baja tendencia a oxidarse), entre otras. De hecho, el oro y el cobre se reportan como los primeros metales con los que el hombre elaboró herramientas primitivas, precisamente por su capacidad de dejarse deformar y porque se encontraban en estado nativo.

Tal ha sido la presencia del oro en la vida del hombre, que dependiendo del momento histórico al que se haga referencia, siempre se podrán encontrar una o varias características particulares que habrán inmiscuido a la sociedad en una constante “fiebre del oro”. Esta designación para los historiadores por ejemplo, significa algo más amplio que la simple búsqueda insaciable del metal precioso, o el deseo incontrolable de poseerlo por la razón que sea, y se refiere específicamente a una migración o desplazamiento masivo de trabajadores hacia lugares donde recientemente se hayan encontrado grandes cantidades de oro, provocando así, el abandono a las actividades cotidianas y un aventuramiento de las masas en búsqueda del metal, con la firme intención de dar un giro positivo a sus destinos. Como lo ha enseñado la historia, en este y muchos otros casos de similar índole, los mineros en su mayoría no consiguieron el objetivo, mientras que los grandes capitales y comerciantes aumentaron sus fortunas de manera desmedida.

El primer evento de gran magnitud catalogado como fiebre del oro bajo la definición recientemente sugerida, puede remontarse al año 1848, cuando cerca de 80.000 personas se desplazaron hacia los campos auríferos de California. En los años posteriores, el número de personas pudo ser de hasta 300.000, dando ocasión a la migración en masa más extensa en la historia de Estados Unidos [7]. El vasto grupo era conformado principalmente por buscadores de oro estadounidenses y mineros artesanales de origen mexicano, conocidos mejor bajo el nombre de “gambusinos”. Al pasar de los años, por cuestiones lógicas, se hacía más difícil la consecución del oro y ya no consistía simplemente en tomar el metal desde la superficie de sus yacimientos más ricos o desde los lechos de corriente donde se acumulaban enormes cantidades. Así pues, se generan nuevas migraciones a zonas del noroeste mexicano que se creía, podían tener vetas auríferas similares a las que se encontraban en California. La constante explotación mineral en las distintas zonas norteamericanas, derivaría en la necesidad de mejorar e implementar nuevas tecnologías de explotación y beneficio [8].

Revisando más la historia, es posible encontrarse con diversos acontecimientos que reafirman la presencia e influencia del oro en distintas épocas y esferas de nuestra sociedad. Unas décadas antes del evento que se desarrolló en California, se reportaba en diversos libros de historia, como algunos viajeros realizaron grandes recorridos por distintos lugares del mundo (especialmente en Australia, Nueva Zelanda, Sudáfrica y la Columbia Británica y el Norte de Ontario en Canadá) para recolectar y acumular pequeñas y medianas cantidades de oro; suficientes en aquel entonces para mejorar considerablemente su calidad de vida [9]. Tiempo atrás, a mediados del siglo XVIII, Rusia ya era conocido por ser un inmenso productor de oro; condición que hoy en día aún conserva, puesto que extrae la inmensa mayoría del metal precioso que se consume en Europa. Incluso, el término “fiebre del oro” ya se empleaba en la antigua Roma (26-19 a.C.) para referirse a la fabricación y tráfico de objetos hacia la península Ibérica, conquistada recientemente por Augusto en las guerras cántabras [10]. ¿Terminará algún día la devoción por este metal? Probablemente no.

B. Sus principales propiedades

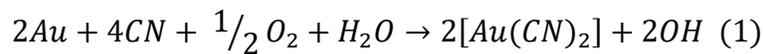
El oro (Au), es un elemento químico con ubicación en el grupo IB de la tabla periódica, lo que le confiere una condición de “metal noble”. Posee un número atómico de 79, una masa atómica aproximada de 197 y configuración electrónica $[\text{Xe}]6s^14f^{14}5d^{10}$. Desde los albores de la humanidad, se conoce por ser uno de los metales más empleados por el hombre, en gran parte, por su disponibilidad de forma libre en la naturaleza. Generalmente, se encuentra con diferentes variaciones de algunos elementos comunes como cobre, plata, mercurio, hierro, arsénico, entre otros. Cuando es de altísima pureza (>99,999%) se denomina oro nativo, pero escasamente se encuentra de esta forma; claro está, que el pequeño porcentaje que conforma este elemento en la corteza terrestre (1-9 ppb), y por supuesto la constante explotación que se le ha dado durante siglos son las razones para que esto ocurra.

Por lo regular, el oro disponible se encuentra asociado o incluido en distintos minerales como la pirita, la arsenopirita (y otros sulfuros), minerales de cuarzo, oro electrum (con contenidos de plata superiores al 25%), algunos teluros como la calaverita y krennerita [11] y, en menor proporción, asociado al bismuto en minerales como la maldonita [12] - [14]. Cabe resaltar, que la antigüedad en la explotación de minerales auríferos, no convierte al oro en uno de los metales con mayor extracción mundial; de hecho, se estima que hasta el día de hoy, en toda la historia de la humanidad, son aproximadamente 105 millones de toneladas de oro (3,4 billones de onzas troy) las que se han producido [15], lo que resulta despreciable si se compara con los 20 millones de toneladas de cobre que se produjeron mundialmente sólo en el año 2019, o las más de 10 millones de toneladas de zinc que se produjeron ese mismo año.

Continuando con sus propiedades químicas, y tal cual lo sugiere su clasificación de metal noble, una de las características más notables del oro seguramente es su potencial de electrodo positivo, que, además, tiene un valor mayor que cualquier otro metal. El valor de dicho potencial varía según su estado de oxidación: para el +3 y +1, que son los más comunes, los valores aproximados son de 1,42 y 1,68 respectivamente. Por lo anterior, se reconoce al oro como un metal que no se oxida bajo las condiciones en las que normalmente si se oxidan otros metales, esto es, no es atacado por el oxígeno, ni sufre corrosión en sus formas más comunes, como la corrosión

galvánica, uniforme o por erosión, lo que sí suele ocurrir con la mayoría de metales y materiales ingenieriles.

A pesar de su carácter inerte, el oro puede disolverse en ciertas soluciones acuosas, por ejemplo, de cianuro bajo condiciones oxidantes, formando de esta manera el complejo $[Au(CN)_2]$. La reacción se expresa así:



También, se disuelve en “agua regia”. Tal como se nota en la siguiente reacción; esta solución no es más que una mezcla de ácido nítrico y ácido clorhídrico en proporción 1:4 que forma el complejo $AuCl_4$, así:



Además, al reaccionar con halógenos, “puede disolverse en mezclas de halógenos y haluros iónicos en presencia de un agente polar” [11].

Por otra parte, las propiedades físicas del oro están condicionadas por su cristalografía. El metal, presenta cristales isométricos, con tres ejes cristalográficos iguales. Generalmente sus cristales son alargados, y en forma de octaedros [16]. Entre sus propiedades físicas se encuentra que su densidad es de $19,32 \text{ g/cm}^3$ y posee la facultad de ser un excelente conductor eléctrico y térmico, además se caracteriza por ser uno de los metales más dúctiles, maleables y con notable facilidad de ser maquinado. Gracias a estas propiedades es usual encontrar aleaciones con plata, cobre, platino, zinc, entre otras, para alcanzar mejores propiedades [17]. La dureza en la escala de Mohs está entre 2.5 y 3.0, no presenta clivaje ni magnetismo, y muestra una fractura irregular [18].

Tal como se sugirió atrás, las propiedades del oro tanto físicas como químicas, favorecieron la investigación y desarrollo de las técnicas de extracción del metal, así como de sus posibles aplicaciones. Las técnicas de extracción de minerales, como lo indica su nombre, hacen parte de la rama de la ciencia conocida como metalurgia extractiva (o química), que se distingue de la

“adaptiva” por enfocarse en la obtención del metal desde el punto de vista mineralógico, y no por estudiar el aprovechamiento de las propiedades para una aplicación específica. Esta última, también se encuentra en la literatura como metalurgia física [19].

C. La metalurgia

Los metales han jugado un papel protagónico en el desarrollo de la humanidad durante la historia reciente. El carácter inorgánico de estos les otorga una mayor resistencia con el paso del tiempo y una sencilla identificación. Se ha aceptado de manera general que el desarrollo de la ciencia que los estudia, es decir, la metalurgia, tuvo su origen en Turquía oriental y el norte de Iraq. También se afirma que en la zona balcánica inició la orfebrería (realizar objetos artísticos de oro), lo que indica una previa explotación de dicho metal precioso. Destacan también como actividades comunes, la extracción de cobre y la aplicación de técnicas metalúrgicas como la forja y el tratamiento de recocido. Se sabe entonces que el uso de diferentes metales según su aplicación o tratamiento no han sido ajenos al desarrollo de la humanidad, lo que demuestra un conocimiento y estudio constante en la materia [20].

La metalurgia, es entonces la aplicación de técnicas para la extracción de metales a partir de los minerales asociados a este, con el fin de realizar posteriormente una adecuación que sirva en determinado servicio. Este proceso, como se mencionó en un apartado previo, puede conllevar tratamientos tanto físicos como químicos [21], indicando que es una ciencia con un amplio enfoque; a modo de ejemplo, permite estudiar a detalle tanto las características de los suelos, como la aplicabilidad del material que se procesó a partir de estos.

D. Metalurgia extractiva

Consiste en una serie de procesos complementarios mediante los cuales se disgregan las especies valiosas de la ganga o especie de no interés [21]. Además, busca implementar las técnicas más apropiadas y eficientes para sacar el mayor provecho de determinado mineral. Se divide en diferentes subramas:

- Pirometalurgia: aquella que se realiza a altas temperaturas, tales como los ensayos al fuego; en estas se producen reacciones de oxidación o de reducción, según el carácter del mineral.
- Hidrometalurgia: aquella que se realiza a temperaturas bajas o temperatura ambiente y se lleva a cabo en un medio acuoso; un ejemplo es la técnica de flotación.
- Electrometalurgia: aquella que consiste en la sustracción y afinado del metal valioso mediante la aplicación de una corriente eléctrica, como se da en la desorción del carbón activado y la electrodeposición del oro. [21]

E. El mercurio para el beneficio del oro

Para el ser humano, la palabra mercurio tampoco ha sido ajena a su existencia. Comúnmente, se conocía como “hidrargiro” o “plata líquida”, esto debido a su escritura en latín, que se divide en hydro (agua) y argyros (plata). En otras palabras, este metal destacaba por ser líquido como el agua, pero brillante y atractivo como la plata. Existe también un planeta del sistema solar con ese nombre, que, por su parte, se caracteriza por ser el más pequeño de los que lo conforman y también el más cercano al sol. Además, Mercurio era un dios de la mitología romana (para la mitología griega el nombre del dios era Hermes), popular entre las multitudes, pues se afirmaba que era la deidad de los comerciantes y que además servía de mensajero y conductor de las almas perdidas al infierno; todo esto por su gran velocidad y movilidad, así como el elemento químico, que se mueve con la velocidad de los líquidos y que fácilmente se evapora.

El mercurio, conocido también como azogue, es un metal pesado cuyo número atómico es de 80. Es el único metal líquido a condiciones de presión y temperatura ambiente; tiene una densidad de $13,55 \text{ g/cm}^3$ y alcanza el punto de ebullición a los 357°C . Tiene una presión de vapor de $0,00212 \text{ mm Hg}$, lo que indica un 28% de vapor de mercurio en el aire, si el metal puro se encuentra en un recipiente abierto y en un espacio cerrado. Esta cantidad de vapor de mercurio en el aire es suficiente para saturarlo a niveles que superan los límites permitidos, atentando contra la salud del que se encuentre manipulando este elemento [22].

El ciclo biogeoquímico del mercurio en el medio ambiente da inicio con su liberación, debido a la actividad volcánica y erosión de las rocas; empieza a sedimentarse por aguas

subterráneas, llegando finalmente a los océanos. De esta manera, tanto en el agua como en el suelo, se generan procesos de desgasificación y volatilización que lo redirigen a la atmósfera, para así dar comienzo nuevamente al ciclo. Es claro que paralelamente hay una afectación en cadena sobre plantas, animales y el hombre. Por consiguiente, el mercurio se puede hallar a partir de procesos naturales, pero son las emisiones antropomórficas debidas a procesos como la quema de carbón, la minería, las siderúrgicas, entre otras, las que aportan el mayor porcentaje del mercurio presente en la atmósfera [23]. Este metal fue descubierto hace más de veinte siglos, sin embargo, sus aplicaciones dan inicio en el siglo XV. Su principal fuente de extracción es en forma del mineral cinabrio (sulfuro de mercurio), utilizado en aquel entonces para la fabricación de pinturas. A partir de este mineral, el mercurio puede ser separado por diferentes métodos, tal es el caso de la extracción directa en retorta. Con esta técnica se logra expeler el azufre a temperaturas entre 500 y 600°C, para finalmente condensar el elemento de interés [24].

Otro proceso efectuado es la oxidación del cinabrio (inyección de oxígeno), con aumentos en la temperatura no tan altos como en la retorta. Allí, la reacción se ve favorecida por los cambios negativos en la energía libre, logrando oxidar fácilmente el azufre (SO_2), dándose de tal manera el desprendimiento del mercurio en estado líquido o gaseoso según el ciclo termodinámico aplicado [25]. Se destaca también la implementación de la flotación para su extracción, con previa aplicación de procesos de conminución y uso de diversos reactivos, lo que permite una buena recuperación del metal [24].

El primer método que se implementó a partir del mercurio para beneficiar diferentes metales, principalmente el oro y la plata, fue la amalgamación. Lo anterior, gracias a la sencillez del proceso, la baja inversión requerida, su moderada eficiencia y claro está, a la capacidad del mercurio de formar amalgama con los diferentes metales, a excepción del platino y el hierro. En el campo minero, con ayuda de agitación, molienda y un exceso de mercurio, se logra ligar el oro y la plata al azogue en una pulpa; en ocasiones el mineral ha pasado por un proceso de conminución previo. Mediante la molienda se logra desligar los metales preciosos de la ganga, para que afloren de manera más pura, y con la agitación simultánea, se genera un contacto directo entre los metales más densos, como los son el mercurio, el oro o la plata, mientras que el mineral pobre generalmente menos denso, no interactúa. De esta forma se logran enlazar las partículas de oro con el mercurio,

sin que ocurran reacciones químicas o cambios en su estructura, ocurriendo entonces una especie de “fusión sólida” y no un proceso químico común [26].

F. Caracterización del mineral

Para fines de optimización en los procesos; selección de aplicaciones; desarrollo en fundamentación teórica a nivel micro y macroscópico de diversos minerales y materiales; y la predicción y estudio del comportamiento de los mismos, la caracterización se muestra como una herramienta indiscutiblemente necesaria debido a que brinda información sobre las propiedades físicas, químicas y estructurales de los diversos compuestos que se encuentran y se desarrollan en la naturaleza y el mundo ingenieril e industrial. La caracterización mineral en la metalurgia extractiva no es la excepción, sirviendo como punto de partida para la determinación de los procesos de concentración y afino de los metales de interés, e incluso en los procesos previos de conminución.

La respuesta de un material frente a una perturbación generalmente de tipo electromagnética o térmica, indica de manera confiable las propiedades de cierto compuesto. A continuación, se hace un recuento breve de algunos de los conceptos más importantes para comprender los mecanismos que se dan en las técnicas de caracterización utilizadas en el presente escrito.

G. Radiación electromagnética

Es un tipo de energía que se puede manifestar de diferentes formas dependiendo de las propiedades del fenómeno. Las más comunes son la luz y el calor radiante, sin embargo, los rayos ultravioleta, gamma, o rayos X, también describen este tipo de radiación [27].

Se puede transmitir en el vacío y a menudo se explica con un modelo de partículas, que a su vez posibilita la observación de las ondas como paquetes de energía, conocidos como fotones. La energía de estos es correspondiente a la frecuencia de radiación, y se encuentra definida por la fuente emisora. Dentro de la teoría relativista, la radiación también se explica como un fenómeno

ondulatorio en dónde coinciden campos magnéticos y eléctricos perpendiculares entre sí, que a su vez son perpendiculares a la dirección de propagación de la onda.

La espectroscopía es una ciencia que estudia las interacciones de las radiaciones con la materia, y a partir de esto, se extrae información sobre una muestra. El proceso de caracterización consiste en hacer incidir un haz de radiación, ya sea en forma de calor, luz, o energía eléctrica, a un analito el cual se encuentra en su estado de energía más estable. Este estímulo ocasiona que algunas especies del analito sean excitadas, y pasen a niveles de energía más altos. Cuando cesa dicho estímulo las especies vuelven a su estado energético basal, emitiendo radiación electromagnética, y logrando así obtener información sobre el analito. Ahora bien, también es posible realizar la caracterización midiendo la cantidad de radiación absorbida o difundida, como efecto de la alteración en los niveles de energía del analito. Los resultados obtenidos a partir de un espectrómetro generalmente se analizan mediante el análisis de una gráfica compuesta por datos de la radiación emitida por la muestra, en función de la frecuencia o de la longitud de onda; este gráfico es conocido como espectro, y gracias a él, se puede obtener información como: las especies presentes en el analito, la concentración de las mismas, su estructura cristalina, o la composición elemental [27].

H. Fluorescencia Rayos X

Este método consiste como su nombre lo indica, en estimular una muestra mediante un haz de radiación de rayos X, con el cual se consigue excitar los electrones de las especies presentes desde su estado fundamental, gracias a la absorción de dicho haz, produciendo iones excitados, y después de un corto periodo de tiempo se produce la emisión de radiación en forma de rayos X fluorescentes característicos, que se da mediante transiciones electrónicas; estas emisiones pueden tener la misma longitud de onda con la que fueron incididos (radiación de resonancia), o las bandas de emisión fluorescente pueden presentar longitudes de onda más largas o emisiones con menor energía, fenómeno conocido como “desplazamiento Stokes”[27].

La absorción de la radiación se genera para determinadas longitudes de onda, dependiendo de las especies presentes en la muestra, pero el objetivo es estimular las moléculas mediante la

excitación de sus electrones produciendo un cambio en sus niveles vibracionales, siempre pasando de niveles bajos de vibración, a estados excitados, hasta lograr la expulsión del electrón mediante la absorción, fenómeno conocido como ionización. Finalmente, el proceso de relajación vibracional brinda información precisa sobre el analito [27]. Existen diversas aplicaciones en el campo de la minería y la geología, gracias a que mediante esta técnica se pueden detectar más de treinta y tres elementos, desde el flúor, hasta el uranio. Además, generalmente el espectro de emisión presenta relativa facilidad para la identificación de las especies presentes debido a que cada elemento presenta pocas líneas características, y sus posiciones en el gráfico no dependen de las especies a las que se encuentre asociado [22].

Los espectrómetros para medir la fluorescencia contienen componentes ópticos para los haces radiantes. Estos deben pasar por un selector de longitud de onda conocido como monocromador, para incidir en el analito con las anchuras de banda y longitudes de onda adecuadas. Posteriormente se transfiere esta radiación que es la que causa la fluorescencia que permite caracterizar la muestra [27].

I. Difracción rayos X

Esta técnica es otro tipo de espectroscopía. Tanto la difracción de rayos X como la fluorescencia, operan en un rango de longitud de onda entre 0,1 - 100 Å, y el mecanismo para estimular las especies presentes en las muestras también es el mismo (transición cuántica de electrón interno). La radiación electromagnética bajo el modelo clásico está compuesta por un vector eléctrico y un vector magnético; allí, el vector eléctrico es el que interactúa con los electrones correspondientes a los átomos del analito, difundiéndose a través de estos, e interactuando con la estructura cristalina; estas interacciones generan interferencias que a su vez producen la difracción de los haces de radiación. La difracción se produce por capas, es decir, una porción de haz se difunde y el resto se difracta. Este fenómeno es explicado mediante la conocida “Ley de Bragg” [27].

Se deben tener en cuenta dos condiciones para que ocurra difracción: primero, la longitud de onda de la radiación incidente debe ser equivalente a la distancia entre las capas de los átomos,

y segundo, los átomos que dispersen dicha radiación deberán estar distribuidos en el espacio con cierta uniformidad. Por último, los resultados del espectro electromagnético mostrarán las especies y estados cristalográficos de la materia en forma de picos característicos [27].

J. Ensayo al fuego

Este es un método con el que se caracteriza una muestra mineral representativa de una mena por medio de un análisis químico cuantitativo (para conocer la cantidad de oro presente). Los tipos de menas más comunes a las que se les hacen este tipo de ensayos son las que contienen minerales auríferos y auroargentíferos, con el fin de determinar si existe o no viabilidad económica para extraer los metales preciosos de un yacimiento. Esta técnica data de hace varios siglos y consiste en tres etapas principales que se desarrollarán a continuación:

En la primera etapa se realiza la fundición de los metales, donde ocurre la separación de las especies de interés (más densas) y la ganga (menos densa). En el proceso se emplean determinadas cantidades de reactivos, conocidos comúnmente como “cargas”, que, junto con el mineral a estudiar, se llevan a un proceso de fundición a temperaturas cercanas a los 1000°C. Esta vía para la colección del oro y la plata recurre a diferentes variaciones en las cargas, debido al tipo de mineral al cuál se le desea hacer el ensayo; por este motivo es importante una previa caracterización de las especies a fundir, ya que los minerales de composiciones predominantes, como ricos en sulfuros o en óxidos, se comportan diferente ante los fundentes que se usarán para la colección del oro. Sin embargo, existe un fundente universal, que como lo indica su nombre, se emplea sin excepción en los ensayos. Este es conocido como litargirio (PbO) y durante la fusión, tiene una reducción a plomo elemental con la ayuda de un agente reductor; generalmente carbón, así, el plomo metálico es el encargado de actuar como colector del oro y la plata a medida que ocurre la separación de las especies durante el calentamiento. Debido a la gran afinidad que presenta el plomo con los metales preciosos a elevadas temperaturas y a sus altas densidades, este atrae las partículas de Au y Ag, y juntos componen la fase metálica del botón obtenido en la fusión [19]. Entre otras cargas importantes que se emplean en los ensayos, se encuentra el carbonato de sodio, el cual baja el punto de fusión del mineral. También está el bórax, que otorga fluidez y baja la

temperatura de la formación de la fase vítrea, permitiendo la inmiscibilidad más temprana entre la fase metálica y la escoria [28].

Por otra parte, la fase vítrea (ganga, escoria, fase no metálica) formada durante la fundición, se compone de silicatos y boratos para minerales con carácter ácido, básico y neutro. El objetivo es obtener siempre una escoria fluida y limpia, que permita una buena separación de la fase metálica [19].

La segunda etapa, recibe el nombre de copelación. Aquí la ganga es separada manualmente del botón de plomo, quien contiene los metales de interés (Au, Ag, Pd). Posteriormente este se lleva a un horno, donde gracias a su bajo punto de fusión y ebullición, se oxida siendo absorbido por la copela y llevando consigo los metales no nobles. Los metales nobles quedarán encima de la copela gracias a sus elevados puntos de fusión y a sus altas fuerzas de cohesión [29]. Como resultado se obtiene un pequeño glóbulo rico en oro y plata, conocido como doré, en el cual las proporciones deben ser aproximadamente tres partes de plata por una de oro, de lo contrario al disolver el doré en la refinación, la reacción no se da completa [30].

La tercera etapa consiste en la digestión (lixiviación) del doré utilizando ácido nítrico; este reactivo interactúa con la plata y la disuelve, generando una disolución de nitratos. Durante la reacción se generan gases característicos que reaccionan con el oxígeno del ambiente formando dióxido de nitrógeno, un gas de color marrón; este indica que la reacción está en proceso. Una vez cesan de emitir estos vapores se da por terminada la disolución de la plata y se consigue aislar el oro presente en la muestra. Por último, se pesa el oro y se calcula el tenor que posee el mineral, es decir, se deduce cuánto oro (en gramos) hay disponible en una tonelada de este. De esta manera y en conjunto con los índices metalúrgicos, se tiene información suficiente para determinar si la explotación de un yacimiento es viable económicamente o no [31].

K. Concentración para el beneficio del oro

La importancia de la concentración en un proceso de beneficio es más que evidente. Es bien sabido que, para elevar el tenor de una especie de interés en un mineral, se deben dar procesos en

donde se separe lo útil de los relaves, residuos, colas o como se deseen llamar. La caracterización previa es clave para predecir el comportamiento de la muestra durante el proceso de concentración, además, se requiere una identificación y clasificación del estado del oro presente en el mineral, que se logra con la liberación de las especies mineralógicas mediante molienda y análisis por mallas, métodos explicados anteriormente. Así, se garantiza la ausencia del metal valioso en los productos de colas, mixtos, o ambos según el método empleado, lo que da como resultado un enriquecimiento completo en el concentrado. Mediante el tenor de oro del alimento a concentrar, se puede verificar si efectivamente hubo un enriquecimiento o no, lo que ocurre si la ganga del mineral sale del proceso, repercutiendo directamente en la eficiencia de la siguiente etapa de extracción (en este trabajo, la lixiviación con cianuro de sodio), ya que se tendrá un mineral más rico y se manipula menor cantidad del mismo, lo que se traduce en menores gastos y mayor extracción. A pesar de esto, los resultados que se obtengan no deben ser analizados sin considerar los índices metalúrgicos, los cuales brindan información sobre la calidad y capacidad de la concentración. Se explicarán con detalle más adelante.

1) Métodos de concentración

Existen diversos métodos para realizar una concentración efectiva. La elección de uno o varios se decanta por diferentes factores. Primero, la composición predominante de la mena, ya que las interacciones que se den del mineral con el medio determinarán su comportamiento. Segundo, el tamaño de partícula que se desee concentrar. Tercero, la relación del criterio de concentración. Estos ítems se especificarán más adelante. La concentración mineral puede ser de tipo gravimétrica, magnética, eléctrica, por flotación, entre otras [32]. A continuación, se define el método aplicado en este trabajo y las técnicas y procedimientos que se efectúan para llevar a cabo una concentración efectiva.

2) Concentración gravimétrica

La separación de las especies depende de la diferencia de densidades entre estas. Con una mayor diferencia, la separación entre especies livianas y pesadas es más efectiva. Durante este proceso, los minerales están sometidos al campo gravitacional de la tierra, bien sea que se

encuentren en un medio acuoso o en una operación de centrifugado, y el estímulo que se esté haciendo en las partículas es efectivo o no, gracias a las diversas fuerzas inerciales que ocurren en los minerales [33].

En ocasiones, las especies valiosas y con alta densidad, están asociadas a otras con una densidad más baja, generando una disminución general en el peso específico y un decrecimiento en la eficiencia de separación. Por ejemplo, tener el oro asociado al cuarzo [33].

En la siguiente figura, se puede observar la efectividad teórica del proceso de concentración gravimétrica para minerales, considerando su tamaño de partícula, para ejemplificar un poco lo antes mencionado.

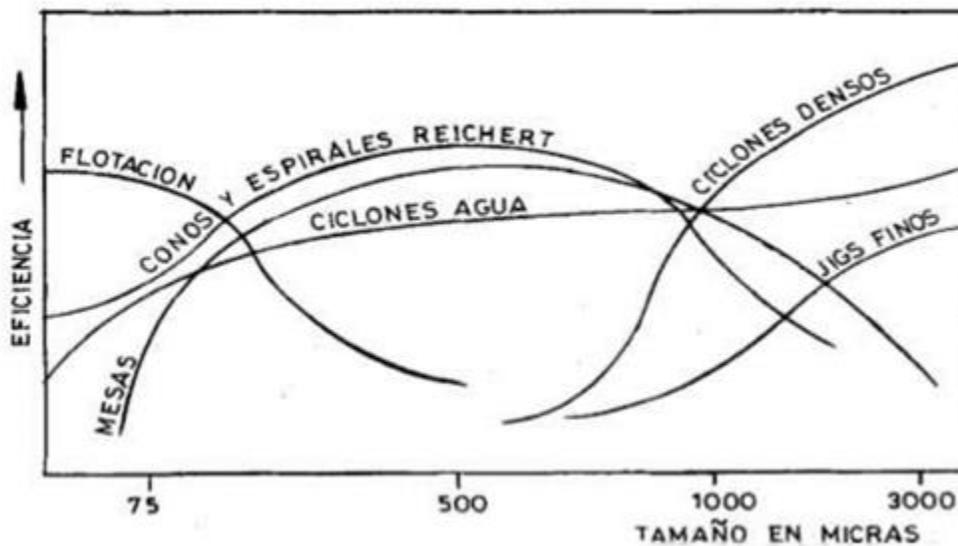


Fig. 1 Eficiencia de algunos procesos de concentración de minerales según tamaño de partícula

Por su parte, el parámetro utilizado para determinar la efectividad del proceso es la relación llamada “criterio de concentración”. Se fundamenta en la diferencia de densidades de las especies pesadas y livianas presentes, y correlaciona la densidad del fluido que se utiliza para llevar a cabo la concentración (generalmente agua). [14]

La ecuación viene expresada como sigue, y establece que: la obtención de un valor mayor o igual a 2.5 (adimensional) entre las densidades, dará cuenta de una separación efectiva o fácil de realizar. Sin embargo, para valores menores a 2.5, la eficacia para separar las especies disminuye, y el método no es el adecuado para concentrar con las condiciones a las cuales se llevó a cabo el proceso [22].

$$CC = \frac{\rho_h - \rho_f}{\rho_l - \rho_f} \quad (3)$$

Donde:

ρ_h : densidad de minerales pesados (g/cm^3)

ρ_l : densidad de minerales livianos (g/cm^3)

ρ_f : densidad del fluido (g/cm^3)

Este método de concentración es adecuado en el beneficio, ya que favorece la concentración de metales preciosos como el oro, o metales como los sulfuros que se presentan asociados a metales más valiosos; ambos frecuentes en este tipo de menas. Del mismo modo el no empleo de reactivos durante la concentración simplifica la forma en que se obtienen los productos y posibilita la reutilización del agua en una planta proveyendo sostenibilidad [34].

Algunos mecanismos utilizados para efectuar este tipo de concentración se explican a continuación, haciendo énfasis en la mesa vibratoria o mesa Wilfley que fue el método seleccionado para concentrar en este trabajo.

3) *Mesa concentradora Wilfley*

Este método de concentración, como se ha mencionado, separa los minerales a partir de la diferencia en sus densidades. Sin embargo, se presentan diversos parámetros que influyen directamente en la efectividad del método.

En la mesa, se produce un flujo de agua que baja por una superficie plana e inclinada. La capa de agua más próxima a esta superficie entra en contacto directo con la mesa, y encuentra una fuerza opositora (fricción) que genera una disminución en la velocidad de caída, con respecto a las

capas superiores. El comportamiento de los minerales que se alimentan a la mesa, generalmente en una pulpa, es similar; las partículas con un mayor peso específico se desplazan hacia la parte inferior de la corriente sobre la mesa, adquiriendo un desplazamiento más calmo debido a la fricción, en comparación con las partículas de menor peso específico que irán en las capas superiores del flujo y viajan más rápido [35].

La mesa Wilfley cuenta con listones, también conocidos como rifles, los cuales están adheridos a la superficie y paralelos entre sí, con el fin de proporcionar un escalamiento en la caída del mineral con ayuda de vibración, y un camino a la clasificación final hacia las tres corrientes.

Teniendo en cuenta lo anterior, otro de los parámetros de operación que se dan es el asentamiento o “principio de obstrucción al libre asentamiento”. Consiste en que, al alimentar el mineral en dirección transversal a los rifles, se da el posicionamiento de aquellas partículas más finas y densas, tras los rifles de la mesa, estas se desplazan más rápido que las de mayor tamaño y menor densidad y logran este posicionamiento momentáneo, y dan paso al flujo de partículas más livianas a los rifles siguientes [36]. La vibración de la mesa ayuda al desplazamiento a lo largo de los rifles y una subsiguiente separación del mineral sobre la mesa.

Condiciones físicas del mineral como el tamaño de partícula, influyen directamente en la eficiencia de separación del mismo, ya que esta, se ve favorecida al suministrar a la mesa un alimento con un rango de dimensiones homogéneo. Esto indica que la mesa es eficiente para un rango de tamaños específico, y al ingresar una muestra con una gran variedad de granos, algunos de estos, no se concentran [35]. Por ejemplo, tamaños de partícula muy finos no logran vencer la tensión superficial del agua, lo que implica que estos se vayan directamente al flujo de colas.

En ocasiones, si los metales preciosos están asociados a especies de más baja densidad, es posible que se obtenga cierta cantidad de material valioso en las corrientes de mixtos y colas. Una solución a este aspecto es la realimentación de ambas corrientes a la mesa (efectuar una reconcentración), modificando algunas condiciones de operación como el ángulo de inclinación o el flujo de agua, y así lograr descartar definitivamente estas corrientes para obtener un concentrado lo más rico posible.

Otro método popular para concentrar minerales por gravedad es el JIG. Este logra concentrar condicionado por un alimento con partículas de diferente peso específico. Dicho alimento queda retenido momentáneamente en una malla, donde pulsos cíclicos de agua o aire, promueven la separación de las partículas en dos corrientes. Las especies con menor peso específico saldrán por el tope del recipiente, mientras que las de mayor peso se precipitan hasta el fondo del recipiente [34].

Algunos parámetros a tener en cuenta para una concentración óptima son: la amplitud y frecuencia de las pulsaciones, el flujo de alimento y agua suministrado, así como el tamaño de partícula que se desea concentrar, que se encuentra en un rango entre 6.4 mm hasta 0.05 mm, para lograr efectividad en la concentración. Este, no se tiene en cuenta en el presente trabajo [34].

4) *Índices metalúrgicos*

Se mencionó anteriormente un criterio que indica la factibilidad de usar cierto mecanismo de concentración gravitacional para un mineral. Ahora bien, una vez evaluado y aprobado este método, existen diferentes criterios para conocer la validez del proceso de concentración que se llevó a cabo. Estos, se conocen como índices metalúrgicos, y brindan información fundamental tanto de la calidad de los concentrados obtenidos como de la capacidad, esto último quiere decir, la posibilidad de hacer escalamientos de las concentraciones realizadas y obtenidas en un laboratorio, para llevarlas a procesos en planta [32].

Para partir de buen término, es necesario tener en cuenta dos factores que definen si la técnica que se lleva a cabo es útil. El primero, que se realice un balance de masa luego de aplicar el método de concentración; esto da cuenta tanto del mineral de entrada (alimento), como del de salida, y brinda información de la cantidad que ya no hace parte del proceso. El segundo, es que se debe mantener un estado estacionario todo el tiempo, es decir, los parámetros del equipo utilizado no deben cambiar en el desarrollo del proceso, independiente de la forma que se esté implementando para concentrar. Con estas dos referencias, es apropiado calcular los índices ya que aportan coherencia y concordancia a los valores obtenidos [32].

En primera instancia, se desglosan los índices que hablan de la calidad de los concentrados obtenidos, para con esto entender la importancia de tener un mineral rico.

- *Recuperación (R)*: corresponde a una relación entre el peso del mineral útil o beneficioso que se encuentra entre el concentrado y el peso del mineral de interés antes mencionado, pero que se encuentra en el alimento. La fórmula se expresa a continuación [32].

$$R = \frac{C \cdot t_c}{A \cdot t_a} * 100 \quad (4)$$

Donde:

C: peso del concentrado (g)

t_c : tenor del concentrado (g/ton)

A: alimento (g)

t_a : tenor del alimento (g/ton)

- *Razón de enriquecimiento (RE)*: este índice indica la relación que existe entre el tenor del concentrado, es decir, los gramos de metal útil por tonelada de concentrado, y el tenor del alimento (peso del metal valioso, por tonelada de alimento). Esto implica que, el valor que arroje esta relación entre ambos tenores debe ser mayor a la unidad (1) para poder afirmar que hubo una concentración efectiva o un enriquecimiento del concentrado, respecto al alimento; de esta manera, el resultado obtenido de la relación indicada anteriormente será preferible, entre mayor sea su valor, partiendo de uno. En caso de que el resultado sea igual o menor, la operación es innecesaria.

$$R_E = \frac{t_c}{t_a} \quad (5)$$

Como segundo ítem, se presentan los índices que dan información de la capacidad o suficiencia de la concentración efectuada, esto con el ánimo de permitir hacer un escalamiento a nivel de planta para técnicas que inicialmente se pueden desarrollar a escala de laboratorio o a

pequeña escala, pero con un objetivo experimental. A continuación, se explica la utilidad de cada uno.

- *Razón de concentración (RC)*: este índice, se define como la relación entre la corriente másica de alimento respecto a la corriente o flujo másico del concentrado.

$$RC = \frac{A}{C} \quad (6)$$

- *Rendimiento de concentración (V)*: se define como la relación inversa del índice “razón de concentración”. En ese sentido, se obtiene un valor del flujo másico del concentrado, respecto al flujo másico del alimento.

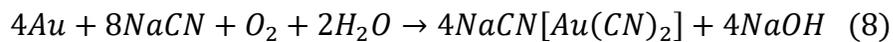
$$V = \frac{C}{A} * 100 = \frac{1}{RC} * 100 \quad (7)$$

L. Ensayos fisicoquímicos

Estos ensayos desempeñan un factor importante a la hora de predecir ciertos comportamientos que presente el mineral en las operaciones pirometalúrgicas e hidrometalúrgicas. Algunas de las pruebas fisicoquímicas necesarias para garantizar mayor eficiencia en dichos procesos son: el nivel de acidez del mineral, el cual, por ejemplo, en los ensayos al fuego es necesario conocer para realizar un adecuado cálculo de cargas, donde, si se está tratando un mineral con alto grado de acidez, es preciso utilizar reactivos básicos. Otra de las pruebas realizadas es determinar la presencia de sales solubles, que afectan el proceso de lixiviación con cianuro ya que estas, al reaccionar con el oxígeno, lo consumen formando complejos y disminuyendo la cantidad disponible de este, repercutiendo en la cinética de reacción de manera negativa [37]. La velocidad de sedimentación es otro dato importante que se debe conocer, con el objetivo de tener un porcentaje de sólidos óptimo para la cianuración, es decir, tener una pulpa la cual permita las extracciones de alícuotas clarificadas en un tiempo aceptable, luego que se realiza la disolución de oro, procurando lixiviar la mayor cantidad de mineral por ensayo.

M. La cianuración

Distintas técnicas como concentración gravimétrica, cementación con cinc, amalgamación con mercurio y la lixiviación con cianuro han sido aplicadas durante siglos; algunos autores reportan que, desde finales del siglo XIX, el método de lixiviación con cianuro ha sido empleado exitosamente y es el método predominante de extracción en el mundo [38],[39]. Otros autores reportan el uso del cianuro para la extracción del oro desde mucho antes; por ejemplo, se dice que Scheele fue el primero en reconocer la solubilidad del oro en disoluciones con cianuro transcurriendo el año 1783, y que, a mediados del siglo XVIII científicos como Faraday, Elkington y Elsner detallan más sobre el proceso. El último propuso la siguiente reacción, que serviría como base para que a finales de siglo fuera desarrollado el método que aún se emplea hoy en día [6].



La utilización de este proceso se hace con base en los bajos costos del mismo, capacidad de producción alta, aprovechamiento del aire (oxígeno) como agente oxidante, eficiencia del método en una amplia variedad de menas y muchos otros aspectos. Sin embargo, la tendencia favorable de formar distintos complejos metálicos, la baja cinética y por supuesto, la alta toxicidad para el ambiente, restringen su uso. Antes de realizar un proceso de lixiviación con cianuro es necesario tener conocimiento del tipo de mineral que se va a tratar y el estado en que se encuentra el oro, haciendo una caracterización completa del mineral.

La cianuración consiste en atacar el mineral aurífero con soluciones de cianuro, esta debe tener alcalinidad, la cual es proveída por el calcio, potasio o sodio, que brindan estabilidad en las reacciones químicas. El oro forma complejos con el cianuro fácilmente, pero este no debe tener un carácter refractario, es decir, debe estar expuesto a un agente oxidante como el oxígeno, para que así, se generen correctamente las reacciones de oxidorreducción en las partículas de oro y finalmente sea posible obtener una buena recuperación de los metales preciosos. Chilón y Mejía [40] reportaron en su estudio sobre tratamiento de relaves de concentrados refractarios, recuperaciones de solo 61,78% empleando 3,92 Kg/TM de NaCN, y recuperaciones superiores a 90 y 95% cuándo se aumentaba el NaCN a concentraciones de 4 y 4,15 de Kg/TM respectivamente,

que a su vez requerían tiempos de 24 y 36 horas de proceso. Esto da un indicio de cómo con leves modificaciones en algunos parámetros del proceso, es posible obtener resultados muy diferentes, indicando la importancia de tener control sobre cada una de las variables a considerar, como se espera realizar en el presente trabajo.

Los procesos más modernos de recuperación de oro por el tratamiento de soluciones de cianuro consisten en procesos electrogenerativos basados en procesos electroquímicos con celdas que emplean RVC activado, acero inoxidable, cobre, grafito y otros elementos que sirven como cátodos. Estos sistemas son altamente tecnológicos y ofrecen recuperaciones que van desde el 90% hasta el 99%, sin embargo, pueden resultar muy costosos y mucho más complejos que los métodos tradicionales [41]. Por otra parte, los procesos hidrometalúrgicos sirven como alternativa medioambiental, pero la extracción del metal de interés no es del todo satisfactoria [42]; lo que ha llevado a investigaciones profundas sobre emplear agentes lixiviantes diferentes al cianuro, como el amoníaco, sulfuro de sodio, polisulfuros alcalinos, yodo, ácidos naturales orgánicos, agua regia y muchísimos más reportados por los últimos autores referidos, que en conclusión, proporcionaban resultados importantes y promisorios respecto a algún aspecto, pero limitaciones inmensas respecto a otros. En ninguno de los dos casos reportados anteriormente se trabajó con un modelamiento estadístico.

Los resultados no del todo satisfactorios que se han obtenido en diferentes estudios, han llevado en los últimos tiempos a optimizar el proceso desde todo punto de vista. Una herramienta como el diseño estadístico de experimentos ha sido fundamental para obtener mejores resultados, tanto en la recuperación del oro, como en el impacto ambiental generado por el proceso de lixiviación con cianuro.

Una publicación reciente en la revista de la facultad de ingeniería de la Universidad de Antioquia [43] nos da cuenta de la importancia del diseño de experimentos. Se planteó un diseño de análisis factorial 2k, para determinar el rendimiento de las pruebas de cianuración en botella por agitación. Las variables a controlar en este caso fueron: la granulometría del mineral, la concentración de cianuro de sodio y el tiempo de lixiviación, y, como objetivo final, una variable

respuesta que es la recuperación del oro; logró disminuir el número de experimentos de 27 a 16, y obtener una recuperación de oro de 89,35%.

Un proceso clásico empleado a pequeña escala para determinar la cantidad de oro y plata de un mineral en solución cianurada es el “método Chiddy”. Antes de aplicarlo, es menester que a la muestra se le realice un estudio del grado de lixiviabilidad utilizando cianuro de sodio (cianuración en botella). El objetivo del método es obtener “dorés” de las muestras problema, partiendo de una precipitación con zinc para separar el oro y la plata. Posteriormente la solución rica en oro se funde, copela y finalmente, se somete a un ataque químico para obtener el metal de interés. Sin embargo, en el presente estudio se realizó la lectura por medio de absorción atómica, lo que ofreció resultados mucho más confiables y directos.

Por otra parte, se debe tener presente que, al manipular un compuesto tan tóxico como el cianuro, es de vital importancia la responsabilidad social respecto al manejo de los pasivos ambientales que se generan después de la lixiviación. Estos residuos pueden ser tratados de diferentes maneras, desde la transformación de los pasivos en sustancias menos tóxicas, la destrucción total de estos, hasta la recuperación del cianuro para ser reutilizado en el proceso. El peróxido de hidrógeno es uno de los reactivos más empleados para la detoxificación de los residuos. Artículos investigativos demuestran la efectividad de diversos métodos empleando H_2O_2 . Un ejemplo claro lo da una investigación científica [44], donde se usa el peróxido de hidrógeno y carbón activado impregnado con partículas de cobre. Se demostró que el carbón y el cobre actuaban como catalizadores en la reacción, es decir, que, al impregnar el carbón activado con el cobre, se aumenta la velocidad de la reacción notablemente, donde en cada prueba, más del 90% de cianuros se eliminan en 20 minutos. Esta investigación tiene una gran ventaja y es que evita el uso de catalizadores de cobre, que en la solución final debe ser eliminado. Sin embargo, el método predilecto en la minería artesanal para la destrucción de cianuro, que además es aplicable en escala de laboratorio, no utiliza el carbón activado, sino que consiste en una interacción directa entre peróxido y residuos de cianuración, donde se dan diferentes reacciones, todas con el fin de producir complejos o intermedios no tóxicos. Por ejemplo, ocurre la oxidación de cianuros libres y algunos complejos metálicos de cadmio, zinc y cobre hasta formar iones cianatos, provocando así, una precipitación espontánea de los hidróxidos metálicos correspondientes. También se genera la

precipitación de los ferricianuros en sales metálicas insolubles, entre otras reacciones. Cabe destacar que, a escala industrial, se emplean otros métodos de mayor complejidad como el tratamiento con ácido de caro o el método INCO [45],[46]. La reacción general de neutralización del cianuro está dada por la siguiente expresión:



Como se pudo notar durante la lectura referente a la teoría del oro; extensa, sea dicho de paso, hay gran diversidad de métodos concernientes a la extracción del metal, sin embargo, la cianuración fue y sigue siendo un proceso clave para el beneficio del mismo.

En procesos como la cianuración en botella, se manejan un número alto de variables y no es común que en la literatura y, sobre todo, en las plantas y laboratorios del departamento Antioqueño, se llegue a conclusiones con base en análisis de varianza, lo que provoca que los resultados no sean del todo confiables. Ahora bien, si se hace necesario en plantas de beneficio o minería a gran escala, es más que claro el efecto positivo que tiene la modelación estadística sobre pruebas de laboratorio, en donde a veces los recursos son limitados y no se es totalmente estricto con todas las variables que entran en juego en un proceso de cianuración, como es la inyección de oxígeno (diferente a la del ambiente) o la interacción de la solución cianurada con diversas sales oxidantes. De esta manera, se da poco margen de error con las variables a trabajar y se obtienen resultados dicientes.

Tal y como se afirma en una investigación de la Universidad de Nariño [47], el empleo de las herramientas estadísticas, especialmente de los modelamientos, en campos como la biología y la medicina, sirven para la predicción y medición, pero, sobre todo, para toma de decisiones futuras. Se entiende pues, que, así como esta herramienta en la medicina acompaña comúnmente predicciones de patologías por medio de la probabilidad; ha evolucionado de tal manera que se han desarrollado campos como la “bioestadística” y se utiliza con regularidad en todo tipo de áreas académicas, la ingeniería va dirigida a un camino similar y mientras dichos modelos sigan evolucionando, se convertirán en algún momento como esenciales para establecer si un resultado es o no confiable.

IV. METODOLOGÍA

A. Revisión Bibliográfica

Mediante el empleo de recursos impresos pertenecientes a la Universidad y al grupo de investigación en Materiales y Preciosos MAPRE, así como de las bases de datos suscritas al sistema de bibliotecas y aquellas de acceso libre, se realizó la búsqueda exhaustiva de información antes, durante y después de desarrollar la metodología experimental. Así, se trabajó considerando tanto las técnicas recientes e innovadoras en los procesos metalúrgicos, como los métodos tradicionales que todavía hoy siguen aplicándose perfectamente al campo ingenieril.

B. Proceso de conminución inicial

En el marco del proyecto “Andes cero mercurio”, de donde fuese participe el grupo de investigación en Materiales y Preciosos “MAPRE”, se realizaron diversas salidas de campo al departamento mencionado. Por parte de los empleados del entable “la Y”, ubicado en el corregimiento de Santa Rita, fueron suministrados 40 kg del mineral aurífero para desarrollar esta investigación.

Una vez presentes en el laboratorio de mineralurgia de la Universidad de Antioquia, se procedió a realizar un proceso de conminución que consistió en la fragmentación de rocas de gran tamaño mediante martillo, seguido de trituración primaria utilizando una trituradora de quijadas marca BRAUN CHIPMUNK tipo Blake y trituración secundaria utilizando una trituradora de rodillos marca CONSOLIDATED STRUTEVANT MILL CO, modelo KT916.

Lo anterior se realiza para casi la totalidad del material, menos para una muestra de 5 kg seleccionada aleatoriamente que se conservó en estado de recibo, y que se denominó “muestra de respaldo”, cuyo fin, tal cual lo indica su nombre, no es más que estar disponible en caso de que fuese necesario; bien sea porque faltó mineral para los ensayos o porque en algún momento se quisieran evaluar los parámetros de los procesos previamente mencionados, como el diámetro

promedio de entrada y salida en las trituradoras, las pérdidas cada que se realiza un proceso de conminución, entre otros, que no se consideraron finalmente en este caso, puesto que no aportaban información de relevancia para el propósito de la investigación.

C. Caracterización macroscópica del mineral

Para plantear, grosso modo, el o los métodos de concentración que se deberían implementar; las cargas correspondientes para los ensayos al fuego o simple y llanamente para tener una idea inicial de la posible composición del mineral a trabajar, se realizó una caracterización macroscópica del mismo. Allí se utilizaron los conocimientos mineralógicos sobre el color y forma características de ciertos minerales, así como la reacción frente a un ácido fuerte (HCl), que indicaron o descartaron la presencia de un mineral específico. Lo anterior, se complementó con la visualización de la muestra ya fragmentada en un estereoscopio marca SPENCER. Más adelante se presentarán los resultados obtenidos.

D. Análisis de moliendabilidad del mineral

Una vez se tiene el producto de la trituración secundaria, se avanzó hacia un proceso de molienda en un molino centrífugo de bolas S-1000 RETSCH.

En primer lugar, se realizó un completo proceso de homogeneización y selección de muestra empleando el “cuarteador Jones”. Se tomó 1 kg de mineral y se introdujo al molino, donde cada cierto tiempo se dio alto a la molienda para realizar un análisis granulométrico respectivo, que permitiera conocer la masa retenida en cada tamiz previamente seleccionado, y, de esta manera, poder calcular la abertura por la que pasaría el 80% de la muestra para cada tiempo definido. Para el tamizaje y posterior análisis, se utilizó un agitador de tamices (Ro-Tap) marca PINZUAR, modelo PS32. El análisis granulométrico se realizó con base en la norma ASTM D422.

Para este ensayo, se seleccionaron tiempos de 5, 10, 20, 30, 40 y 50 minutos. En vista de que había bastante aglomeración en algunos tamices, se realiza un nuevo ensayo con una nueva muestra, con la salvedad de que a esta se le realizó un previo lavado de arcillas para disminuir este

comportamiento. Así pues, un nuevo kilogramo empleado se deposita en un recipiente plástico, donde se le adiciona agua, se mezcla y se deja sedimentar unos segundos y se elimina por medio del vaciado la mayor parte de agua, que arrastra consigo el material arcilloso. Esto se repite en 6 ocasiones, y luego otras 6 más aumentando el tiempo de sedimentación a 5 minutos, notando claramente como el líquido que se elimina tiende a estar limpio completamente.

Para el nuevo ensayo, se seleccionaron tiempos de 5, 10, 20, 30, 40, 60, 75, 90, 110 y 150 minutos, y en ambos casos, se utilizó una serie fija de tamices Tyler con las mallas 4, 20, 35, 40, 60, 80, 100, 140 y 200.

E. Caracterización química del mineral

Antes de aplicar un tratamiento al mineral de trabajo, es indispensable conocer la composición química del mismo, pues desde allí, se establecen ciertos criterios y se proponen posibles formas de procesamiento y refino.

Partiendo de lo anterior, es seleccionada una muestra representativa previamente clasificada en el Jones y se le aplica el método de cono y cuarteo, de manera que es reducida hasta la obtención de sólo 20 g de mineral, de los cuales, la mitad se emplean en difracción de rayos X (DRX) y la mitad restante en fluorescencia de rayos X (FRX). Dicho método se esquematiza en la Fig. 2.



Fig. 2. Representación esquemática del método de cono y cuarteo
 Nota: Fuente <https://www.r-chemical.com/>

Para el ensayo DRX se empleó un difractor de rayos X marca RIGAKU, MINIFLEX con ánodo de Cu; radiación K- α de longitud de onda 1,5406 y paso de 0,5. Se realizó por medio del grupo de investigación “Catalizadores y Adsorbentes” de la Facultad de Ciencias Exactas y Naturales, mientras que el FRX tuvo lugar en el laboratorio de espectrometría de la Facultad de Ingeniería, ambos pertenecientes a la Universidad de Antioquia. Para el FRX se empleó un espectrómetro marca THERMO SCIENTIFIC referencia WDXRF OPTIM’X.

F. Concentración inicial del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos

Para una primera idea del comportamiento del mineral a diferentes tamaños, se realizó una concentración inicial en una mesa Wilfley marca “THE MINE AND SMELTER SUPPKY CO” para tres tamaños de partícula tal como se muestra en la TABLA I. Para cada tamaño se mantuvo una frecuencia de vibración de 60 Hz y se emplearon 780 g como masa de alimento.

TABLA I
CONDICIONES INICIALES DE OPERACIÓN EN MESA

Condiciones	Malla		
	-35+40	-40+60	-60+80
Flujo agua (gal/min)	1,5	1	1
Ángulo inclinación (°)	14	12	12

Posteriormente, se realizaron los ensayos al fuego de los productos de concentración. A continuación, se describe la metodología utilizada para llevar a cabo todos los ensayos al fuego de esta investigación, con el objetivo de encontrar: el tenor de cabeza (representativo de la mena), el tenor de los productos de mesa concentradora Wilfley (para ver efectividad de la concentración), y, el tenor en los diferentes rangos de tamaños de partícula.

Se utilizaron 20 g de una muestra previamente muy bien homogenizada, y seleccionada de tal manera que sea representativa, es decir, que el valor obtenido pueda considerarse una característica de todo el mineral que se explotará (se realiza mediante cuarteador Jones y método de cono y cuarteo). Para la confiabilidad de los resultados, el ensayo suele hacerse por triplicado, aunque algunos incluso consideran que deben hacerse cinco repeticiones, donde se verifique que

la cercanía entre tenores se conservó, y, por ende, la posibilidad de calcular un valor inadecuado sea prácticamente nula.

El proceso inicia con el pesaje de las cargas en una balanza A&D referencia GP-12K, con las cantidades mostradas en la TABLA II, para posteriormente homogenizarlas hasta conseguir un polvo con un color lo más uniforme posible.

TABLA II
CARGAS USADAS PARA ENSAYOS AL FUEGO

Cargas	Cantidad (g)
Mineral	20
Litargirio	45
Carbonato de sodio	20
Carbón	3
Bórax	3

Se emplean crisoles de cerámica refractaria para verter las cargas cuidadosamente pesadas y homogenizadas, pero antes, estos deben ser precalentados a una temperatura aproximada de 100°C, para que, al llevar las cargas a fundición, no ocurran cambios demasiado bruscos en la temperatura que puedan generar la fractura del crisol. Una vez las cargas son puestas dentro de los crisoles precalentados, se adiciona una pequeña cantidad de bórax que cubra la superficie ocupada por las cargas, esto con el propósito de otorgar mayor fluidez durante la fundición del mineral, y por consiguiente una separación más efectiva de la fase metálica y la ganga.

Se emplea para la fundición del mineral, una mufla marca J.O.B, y un controlador de temperatura MAXTHERMO MC5438. Los crisoles se ingresan a dicha mufla a temperaturas inferiores o iguales a 850°C; la duración del ensayo se contabiliza a partir de que se alcanza esta temperatura, y una vez transcurren 45 minutos, el tiempo del ensayo al fuego se da por terminado. Los crisoles se retiran y se vacían en una payonera, la cual también debe de estar precalentada, para evitar un choque térmico cuando la fundición entra en contacto con la superficie de esta, lo que puede provocar salpicaduras del fundido y pérdidas de material. Se debe esperar un tiempo prudente antes de extraer los botones de plomo de la misma, para permitir la separación y

solidificación de las fases. Luego, la escoria se fractura con ayuda de un martillo y se separa del plomo metálico para que este último sea pesado.

Un término de importancia en los ensayos es el “poder reductor” (PR) que se define como los gramos de plomo metálico (Pb) obtenidos a partir de un gramo de mineral, esto, gracias a un proceso de reducción del litargirio. De esta manera, se sustenta la importancia de conocer los pesos de los botones de plomo en cada ensayo, puesto que a partir del PR se predice un valor esperado del botón antes de comenzar con la fundición y una vez se pese, se corrobora (o se anula) la validez del ensayo.

La operación siguiente es la copelación. Esta tiene lugar en la mufla, la cual se precalienta a 700°C. Las copelas se ingresan a la mufla antes que los botones, también para ejercer sobre ellas un leve precalentamiento, de manera que, al introducir los botones de plomo, no haya pérdidas por salpicadura. El plomo se funde y se obtienen los dorés, donde está contenido el oro y la plata. El doré se debe pesar en una balanza analítica, en este caso de marca AB 135-S METTER TOLEDO CLASSIC, para obtener el tenor de plata y oro que contiene el mineral.

El último paso consiste en la disolución con calentamiento de los dorés por medio de ácido nítrico concentrado al 50% y el control de temperatura en un rango de 60-70°C. Se introducen los dorés en distintos balones volumétricos generalmente de 50 ml para que ocurra la reacción de lixiviación. Se agregan pequeñas alícuotas de ácido al balón, previniendo que la solución se evapore totalmente. De esta manera, se agrega el ácido hasta observar el cese de vapores color marrón, lo que indica que la digestión de la plata ha terminado, y por consiguiente el oro presente en la muestra mineral ha quedado aislado. Normalmente se verifica que es oro observando la muestra en el estereoscopio o realizando un proceso de recocido que consiste en ingresar la pequeña muestra de oro a la mufla, en temperaturas entre los 850 y 900°C, así adquiere su color característico en caso de que haya adquirido tonalidades demasiado oscuras en el proceso de disolución.

El oro hallado se pesa en la balanza analítica, normalmente en 5 ocasiones para que el resultado sea confiable, debido a los valores tan bajos obtenidos. De esta manera, se conoce la

cantidad de oro presente en 20 gramos de mineral y se determina el tenor del metal en unidades de gramos por tonelada (g/ton).

Tanto el proceso de remoción del doré de la copela, como la disolución del mismo con ácido nítrico, se deben hacer bajo una campana extractora para evitar que se liberen los vapores de plomo y ácido en el lugar de trabajo. La campana en dónde se realizaron estos ensayos es de marca ANALYTICA modelo 120X.

G. Ensayo al fuego del mineral por mallas

Para estos, se pretende establecer en que rango de tamaños se encuentra la mayor cantidad de oro, sea libre, asociado a otros minerales, o con la combinación de ambos. Los tamaños de partícula que se trabajaron fueron los correspondientes a las mallas: - 35+40, -60+80, -80+100, -100+140 y -200.

Se tomaron entonces los tamices involucrados y se organizó el circuito en el orden lógico como lo muestra la Fig. 3, y luego de un lavado de arcillas; secado en una estufa THELMO modelo 27 y muestreo por medio de cono y cuarteo, se seleccionaron muestras entre 500 y 600 gramos para llevar al proceso de clasificación en el Ro-Tap, siguiendo la norma ASTM D422. Paralelamente, se hizo un tamizaje manual mientras la disponibilidad de tamices lo permitió, esto es, se adicionó mineral en cantidades aleatorias sobre el tamiz sin tapa ni fondo y se sacudió para que el mineral cayera y se acumulara en una bandeja puesta debajo de él, hasta obtener una cantidad considerable que posteriormente se homogenizó y cuarteó para tomar los gramos necesarios para el ensayo al fuego.



Fig. 3. Circuito de tamices de la serie Tyler empleados para análisis de oro por mallas

H. Segunda concentración del mineral en mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos

Partiendo de las características del mineral de estudio, que más adelante se discutirán en detalle, se propuso una segunda concentración en mesa Wilfley.

Para ello, se tomaron dos tamaños de partícula diferentes, seleccionados con base en los resultados obtenidos en el análisis por mallas y en criterios específicos de la mesa, como los tamaños donde teóricamente se debería garantizar una mayor eficiencia de proceso y la viabilidad del mineral para ser concentrado por métodos gravitacionales.

Los tamaños de partícula trabajados fueron los correspondientes a las mallas: -60+80 y -100+140. Las condiciones de trabajo para concentrar cada tamaño se muestran en la siguiente tabla:

TABLA III
CONDICIONES DE OPERACIÓN USADAS EN LA CONCENTRACIÓN EN MESA PARA ENSAYO AL FUEGO

Condiciones	Malla		
	-60+80	-100+140	-60+80 (2)
Flujo agua (gal/min)	1,5	0,5	0,8
Ángulo inclinación (°)	12	12	12

Nota: la nomenclatura -60+80 (2) corresponde a la re-concentración de la malla -60+80

Posteriormente, a los productos de la concentración (concentrados, mixtos y colas) de cada tamaño, se les realizó el ensayo al fuego respectivo, empleando 20 gramos por ensayo y las cargas ya detalladas en el método general. En el caso de los productos de re concentración de la malla -60+80, se obtuvieron productos con masas inferiores a 20 g, lo que conllevó a breves variaciones en las cargas utilizadas, así:

TABLA IV
CARGAS USADAS PARA ENSAYO AL FUEGO DE PRODUCTOS DE RE CONCENTRACIÓN DE MALLA -60+80

Cargas	Cantidad (g)		
	Concentrado	Mixtos	Colas
Mineral	10,9	7,6	20
Litargirio	45	45	45
Carbonato de sodio	10,9	7,6	20
Borax	3	3	5
Carbón	3,4	3,4	2

I. Caracterización fisicoquímica del mineral

Dentro de los procesos metalúrgicos extractivos, es corriente trabajar con pulpas, por ende, se recomienda conocer algunas propiedades fisicoquímicas básicas pero influyentes en procesos posteriores como la cianuración, tales como la presencia de ciertas sales solubles, el grado de acidez o la velocidad de sedimentación. A continuación, se describen los ensayos realizados en el presente trabajo. La muestra empleada se clasificó para que fuera representativa, es decir, para que tuviera las mismas características que la muestra que se llevó a cianuración. Esta se compuso por un

concentrado y re concentrado de la malla -60+80 y una muestra previamente lavada para eliminar arcillas de la malla -100+140 en proporciones idénticas (50 y 50%). Todo fue llevado nuevamente a molienda para que absolutamente toda la muestra pasara por la malla 200.

1) *Cálculo de la densidad aparente*

Conocer esta propiedad es importante para el cálculo posterior de los porcentajes de sólidos que conforman una pulpa mineral, que, a su vez, dictan un mecanismo de trabajo para la cianuración en botella. se calculó mediante el método tradicional para “gravedad específica de suelos usando el picnómetro con agua” (ASTM D854-10) que establece la siguiente expresión:

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

Donde:

ρ : densidad mineral (g/cm³) y ρ_l : densidad del agua (1g/cm³)

w_1 : peso picnómetro + mineral (g)

w_2 : peso picnómetro (g)

w_3 : peso picnómetro + agua (g)

w_4 : peso picnómetro + agua + mineral (g)

La expresión matemática dicta por si sola el mecanismo, esto es, se pesó y registró el peso del picnómetro de 10 ml empleado (W_2). Luego se agregó con ayuda de una espátula, una pequeña cantidad cualquiera de mineral y se registró su peso (W_1). A continuación, se añadió agua hasta el aforo y se registró el peso (W_4). Por último, se lavó y secó el mismo picnómetro para llenarlo únicamente de agua y registrar el valor faltante (W_3). Estos datos se reemplazan en la expresión matemática y se obtiene una densidad en unidades de gramos por mililitro (g/ml)

2) *Sales solubles*

Cómo se ha explicado en el marco teórico, la presencia de sales férricas, ferrosas y algunas compuestas por cobre o zinc, influyen directamente en el proceso de cianuración, puesto que el

cianuro puede disolver aquellos compuestos también, provocando que la interacción con el oro, que es el elemento de interés, disminuya notablemente y, por consiguiente, la recuperación no sea la óptima. Así pues, se determina si existen o no estas sales en la muestra problema siguiendo el siguiente procedimiento.

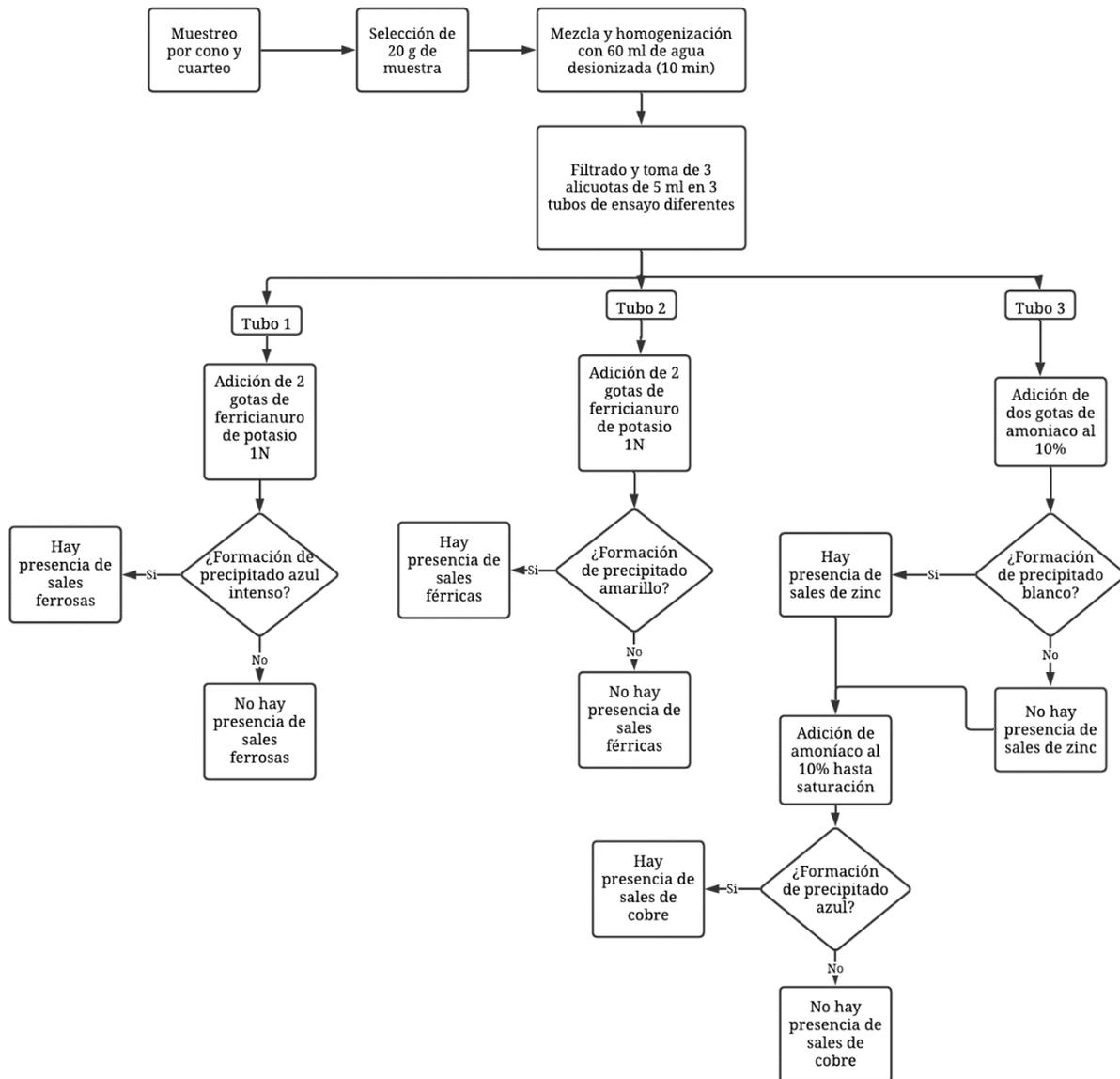


Fig. 4. Diagrama de flujo para determinar presencia de sales solubles en el mineral

3) *Velocidad de sedimentación*

Este procedimiento fue empleado para conocer el tiempo que tardaban las partículas de diferentes pulpas acuosas en sedimentarse una altura considerable, de manera que la parte superior de la solución estuviese lo suficientemente clarificada para optimizar el proceso de filtrado. Es un análisis importante puesto que a partir de allí se establece el porcentaje de sólidos a emplear en los ensayos de lixiviación con cianuro.

En este trabajo, se prepararon pulpas acuosas con porcentajes en peso de sólidos del 20, 30 y 40%. El ensayo consistió en agregar a tres probetas diferentes de 1000 ml, las cantidades correspondientes de mineral para obtener los porcentajes en sólidos seleccionados. Se agregó la cantidad de agua necesaria para obtener una pulpa acuosa de volumen 1000 ml en cada probeta (ver cálculos en anexo 1) y posteriormente se efectuó una agitación por inversión durante un minuto aproximadamente, no sin antes hacer un sellado con papel vinipel transparente, de manera que se pudiera homogenizar sin derramar la muestra y se pudiera hacer la lectura posterior.

Cada probeta tiene adherida una cinta métrica desde la marca de 1000 ml hasta su superficie para anotar el cambio de altura de la interfaz sólido-líquido cada cierto tiempo. Así pues, se situaron simultáneamente las tres muestras a estudiar en una mesa y con ayuda de un cronómetro, se dio inicio a la medición correspondiente. Las lecturas del cambio de altura se efectuaron cada minuto durante los primeros 15 minutos, luego se modificó el intervalo de medición a dos minutos hasta completar 25 minutos y por último se aumentó el intervalo a 5 minutos para completar una hora de ensayo. Los valores se registran y se grafican en una curva de altura vs tiempo, de manera que, por medio del cálculo gráfico de la pendiente, se pueda conocer la velocidad en que sedimenta cada pulpa acuosa escogida.

4) *Grado de acidez*

El control del pH antes y durante el proceso de cianuración en botella es fundamental para un proceso exitoso, sobre todo porque un carácter ácido, favorece la formación de ácido cianhídrico, que tiene un alto grado de toxicidad. También, diversos autores [48],[49] han

encontrado que la cinética de disolución en este proceso, alcanza su valor más alto en un rango de pH de 10,5 a 11. Para este ensayo, se empleó un pH-metro marca METTLER TOLEDO referencia MP220.

Se pesaron 200 g de muestra representativa a cianurar y se mezclaron con 500 ml de agua. Se homogenizó la pulpa durante 40 minutos con ayuda del molino centrífugo ya descrito. Posteriormente, se dejó sedimentar durante 30 minutos para tomar una alícuota de la fase clarificada y hacer la medición respectiva de la muestra en el pH-metro. Para esta, solo se debe hacer una previa limpieza de la membrana de vidrio que está al extremo del electrodo, y luego introducirlo en la muestra líquida durante unos cuantos segundos, se presiona la tecla “read” del pH-metro y se lee en la pantalla el resultado exacto. Antes de hacer la lectura de la muestra de estudio, se verificó la confiabilidad del equipo midiendo el pH del agua, que debe ser neutro. Posteriormente se hizo el mismo procedimiento, pero agregando a la muestra 5 gramos de cal.

J. Proceso de cianuración del mineral

Lo primero es la consecución de la muestra a cianurar, que debe ser rica en el elemento de interés. En el presente trabajo se unieron los concentrados y re-concentrados en mesa Wilfley de la malla -60+80 junto con una muestra lavada mediante sedimentación de la malla -100+140. Se llevaron a molienda de manera que la totalidad de ésta fuera pasante 200 mallas. En total se acumularon 8 kg de mineral de los cuales se separaron 60 g. A estos, se les aplicó el método tradicional de ensayo al fuego por triplicado para conocer el tenor de Au en la muestra a cianurar (o cabeza de cianuración) que se requiere para verificar si los valores obtenidos hasta el momento eran lógicos y principalmente para calcular la recuperación de Au al final del procedimiento. Por su parte, los resultados de extracción de oro realizados en la Universidad Nacional sede Medellín, se obtuvieron por absorción atómica utilizando un espectrofotómetro marca THERMO SCIENTIFIC iCE 3000.

1) *Pre-ensayos realizados*

Mediante la repetición exhaustiva del método de cono y cuarteo, se homogeneizaron y se seleccionaron 3 muestras de 400 gramos cada una para los pre ensayos de cianuración en botella, con el fin de determinar las condiciones apropiadas de los ensayos definitivos y el modelo estadístico a realizar posteriormente.

Teniendo en cuenta que el mineral a tratar no tiene presencia considerable de minerales refractarios como la arsenopirita o pirrotina, ni cuenta con cantidades considerables de sulfuros, además de que no tiene tampoco presencia de sales solubles ni de cobre o zinc, el tiempo de cianuración, así como sus concentraciones, deberían ser en teoría, no muy altas. De esta manera, se establecieron dos concentraciones de NaCN (0,5 y 1 g/L) y dos tiempos (3 y 7 horas) para el proceso de cianuración en botella, haciendo lecturas intermedias del consumo de NaCN y del pH y por supuesto, reajustando las condiciones iniciales (conservando la concentración inicial) para llevar la muestra a cianurar de nuevo una vez terminadas dichas lecturas, hasta completar los tiempos establecidos. La tabla que se presenta a continuación resume lo mencionado anteriormente.

TABLA V
VARIABLES USADAS EN EL PROCESO DE CIANURACIÓN

NaCN (g/L)	Tiempo (h)
0,5	1,5
	3
0,5	2
	4,5
	7
1	1,5
	3

Nota: Los tiempos diferentes a las 3 y 7 horas corresponden a los tiempos en que se hicieron las lecturas intermedias en los pre ensayos.

Como se entiende por su nomenclatura, la concentración deseada se preparó adicionando 0,5 g en dos probetas diferentes y 1 g en otra probeta, todas aforadas con agua hasta los 1000 ml para posteriormente hacer el mezclado nuevamente por inversión para que hubiese disociación del compuesto en iones Na^+ y CN^- .

Por su parte, para llevar a cabo la valoración, se dejó sedimentar naturalmente durante 10 minutos la muestra cianurada en los tiempos establecidos, para posteriormente tomar alícuotas de la fase líquida clarificada, que es donde se encuentra el oro disuelto y llevar a un proceso de filtración convencional, el cual pretende que la muestra resultante se aprecie lo más transparente posible y disminuya el margen de error en la titulación. De allí, se extraen 20 ml de los cuales se emplean 10 para la titulación y se conservan los otros 10 en caso de que la primera lectura resultase errónea.

Para la lectura del NaCN consumido cada cierto tiempo, se realiza una titulación empleando nitrato de plata (AgNO_3) como agente valorante y yoduro de potasio (KI) como indicador, y una vez realizada la valoración, se adicionan los mililitros de agua extraídos y los gramos de NaCN consumidos en la reacción. En este método y con las concentraciones de los reactivos empleados, cada mililitro de nitrato de plata usado en la titulación equivale a un consumo de 0,1 gramos de NaCN, que tal cual se mencionó, debe agregarse de nuevo a la solución para que continúe el proceso de disolución de oro en cianuro.

La valoración es fundamental en este procedimiento, puesto que señala cuando el consumo de cianuro se mantiene constante con el tiempo, dando a entender que ya se ha formado el complejo $\text{NaAu}(\text{CN})_2$ en la reacción, que contiene todo el oro que es posible extraer por este método.

2) *Ensayos de cianuración en botella*

Partiendo de los resultados obtenidos en los pre-ensayos, se establecieron otras condiciones para los ensayos definitivos, buscando así las concentraciones y los tiempos adecuados para alcanzar una mayor recuperación del mineral. Se seleccionaron las concentraciones de 1 y 2 g/L de NaCN y los tiempos de cianuración de 4, 7 y 10 horas, lo que equivale a un diseño factorial 2×3 , es decir, que en el primer factor se tienen dos niveles y en el segundo, tres niveles. De esta manera se tienen 6 posibles ensayos, que con réplica se convierten en 12 ensayos. El modelo estadístico, se trabajó bajo el cumplimiento de los supuestos de: aleatoriedad, normalidad, varianza constante y suma de efectos igual a cero. Cumpliendo estos preceptos, es posible garantizar la inferencia que

muestra el diseño factorial. Además, el análisis de varianza se trabajó con una confianza del 95%. Para ello, se empleó la versión estudiantil del software STATGRAPHICS CENTURION XVIII.

El proceso fue análogo al anteriormente descrito, es decir, se emplearon tanto la misma cantidad de mineral (400 g) como de solución (1 L) y la titulación se realizó con los mismos agentes valorantes y titulantes. Los ensayos se hicieron en un orden específico por motivos de confiabilidad estadística de esta manera:

TABLA VI
ORDEN DE EJECUCIÓN DE LOS ENSAYOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA

Ensayo N°	NaCN (g/L)	Tiempo (h)
1	2	4
2	2	10
3	2	7
4	1	7
5	1	4
6	2	10
7	1	4
8	2	4
9	1	10
10	1	7
11	1	10
12	2	7

K. Detoxificación de las colas de cianuración con peróxido de hidrógeno (H₂O₂)

Cada ensayo de cianuración en botella fue detoxificado por oxidación con H₂O₂ al 41%, por el método volumétrico según el procedimiento establecido por el Instituto de minerales (CIMEX) de la Universidad Nacional. El tratamiento debe iniciar añadiéndose NaOH a los relaves para obtener un pH mayor o igual a 12, sin embargo, los ensayos de este estudio ya presentaban este pH al finalizar la experimentación y por ende no fue necesario realizar el primer paso. Se realizó el cálculo para determinar la cantidad de H₂O₂ necesaria por ensayo, obteniendo una cantidad de 6 cm³ por botella para concentraciones de 2g/L de NaCN; 3 cm³ para los de 1g/L y 1,5 cm³ para los pre ensayos de concentración 0,5 g/L de NaCN. (Ver anexo 1).

Todas las pulpas de las botellas son llevadas a agitación durante cuatro horas continuas para garantizar una degradación a niveles de cianuro de hasta 0,028 ppm, la cual es una concentración inferior a la permisible en Colombia.

Se corrobora el valor anterior realizando tres titulaciones con AgNO_3 para evaluar la degradación del cianuro; una para concentración de NaCN que se trabajó. Cada una fue seleccionada aleatoriamente. El agente titulante fue yoduro de potasio (KI).

V. RESULTADOS

A. Caracterización macroscópica del mineral de estudio y conminución inicial

Como se mencionó, una primera idea de la composición del mineral a trabajar se obtiene mediante la observación de las rocas en estado de recibo. Superficialmente se destaca la alta presencia de material arcilloso, cuarzo y minerales de colores opacos, generalmente asociados a algunos óxidos de hierro comunes en la naturaleza como la hematita o la goethita.

A algunas zonas de color blancuzco, se les agregó ácido clorhídrico y se corroboró que el mineral que abunda en la muestra de estudio es el cuarzo, y no algún carbonato cálcico como la calcita o la dolomita, que producen efervescencia al reaccionar con esta sustancia.

En la Fig. 5, se puede evidenciar superficialmente cuales son los compuestos presentes en la muestra luego de que esta fuera llevada a trituración primaria y secundaria, por ejemplo, la poca presencia de sulfuros de hierro como la pirita y sulfuros de zinc como la esfalerita. La TABLA VII resume de manera general lo que se observó en el mineral con la ayuda de un estereoscopio, donde se observan más claramente los silicatos como el cuarzo y los óxidos de hierro que previamente fueron mencionados. De entrada, debido a la presencia de material arcilloso en el mineral de estudio, se concluye la necesidad de realizar ciertos tratamientos previos para eliminarlo en gran proporción, debido a que este dificulta el proceso de lixiviación.

Es evidente que esta caracterización básica no da información abundante y detallada sobre la composición, y por eso es necesario acudir a técnicas especiales y complejas como el FRX y el DRX.

Cabe destacar la no presencia de oro libre por lo menos para los tamaños de partícula que se obtienen luego de la conminución por trituración primaria y secundaria. Esto se nota utilizando una batea; allí, el concentrado rico que reposa en el centro de la misma, no alcanza a mostrar partículas de oro a simple vista, por ende, se lleva a una revisión exhaustiva en el estereoscopio, donde se evidencia que efectivamente no hay presencia de oro libre en el mineral problema.

TABLA VII
COMPOSICIÓN QUÍMICA GENERAL OBTENIDA MEDIANTE OBSERVACIÓN EN ESTEREOSCOPIO

Compuesto	Silicatos	Óxidos de hierro	Sulfuros de Fe-Zn
Porcentaje (%)	84	15	1

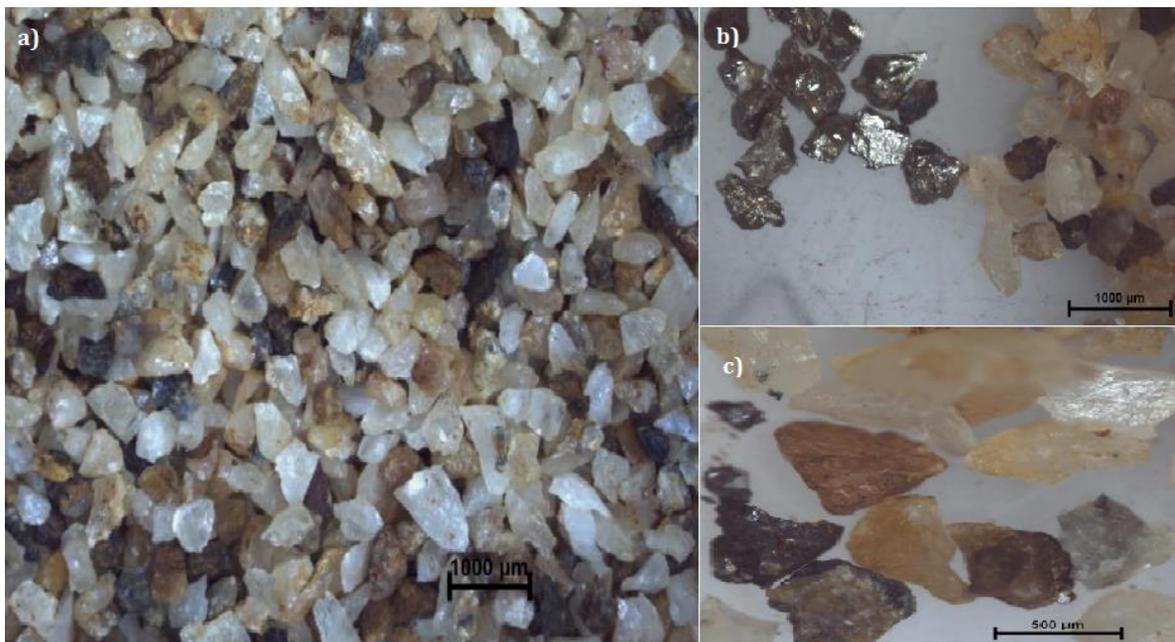


Fig. 5. Imágenes del mineral de estudio obtenidas en el estereoscopio: a) Muestra representativa, b) Presencia de pirita, c) Presencia de esfalerita

B. Análisis de moliendabilidad del mineral

Se puede notar que se agregaron otros tiempos de molienda, esto, debido a que en el primer ensayo la cantidad de masa pasante en los tamices más finos, por ejemplo, la malla 200, era insignificante, y, para el proceso de cianuración, se requiere llevar la muestra a tamaños de partícula pequeños, así, el oro se libera en su totalidad, el cianuro interactúa directamente con el metal de interés y se optimiza el proceso de lixiviación. De esta manera, aún se desconocía cuanto tiempo se debía moler el mineral para llevarlo a las condiciones en que el proceso de cianuración fuera exitoso.

Como ya se dijo, para cada tiempo correspondiente se realiza el análisis granulométrico. Esto es, se pesa la masa retenida en cada tamiz; se calcula el porcentaje retenido en cada uno respecto al total alimentado en la serie, para luego poder calcular el porcentaje retenido acumulado, que es el empleado para el cálculo del d80 mediante la ecuación de Schuman.

En la Fig. 6 se presenta la curva de moliendabilidad, que representa el cambio en el d80 del mineral respecto al aumento en el tiempo de molienda.

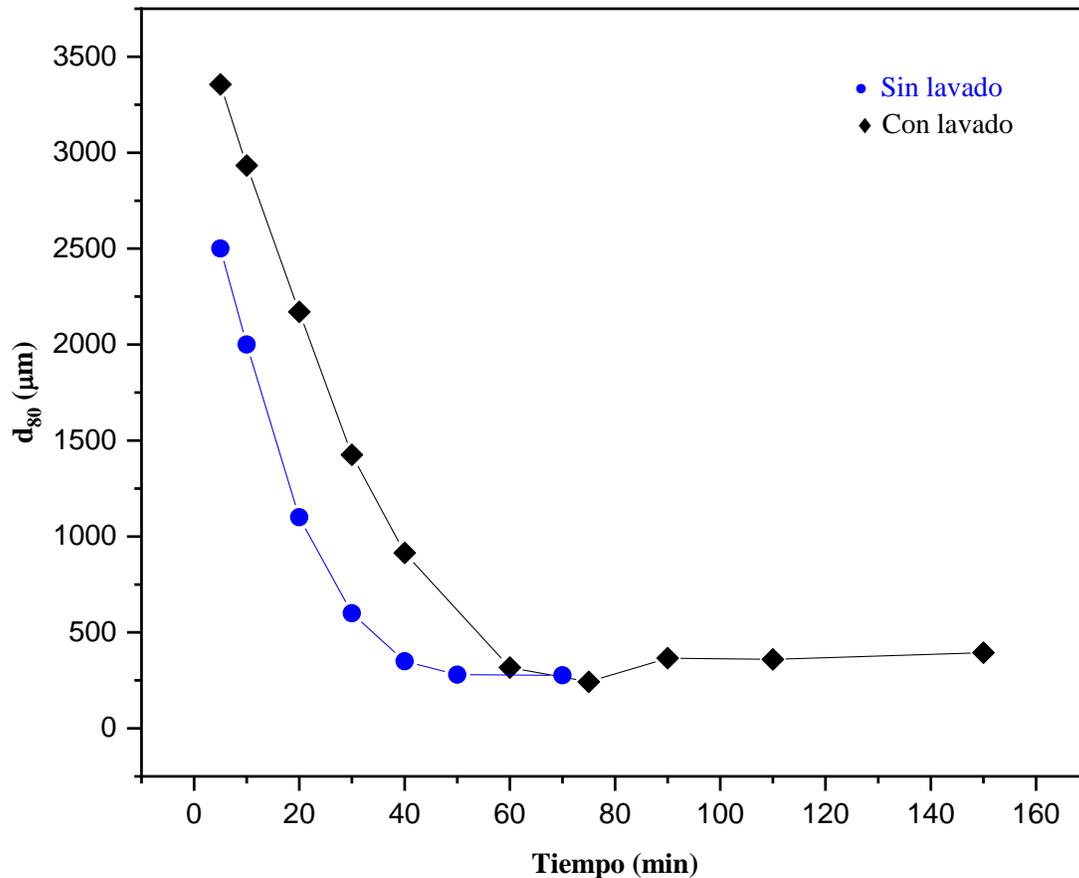


Fig. 6. Curvas de moliendabilidad obtenidas del mineral de cabeza con y sin lavado de arcillas

El comportamiento de la curva característica para la muestra “con lavado” en términos generales, es el esperado, puesto que, con el aumento del tiempo de molienda, el 80% del mineral puede pasar por una abertura de tamiz cada vez más pequeña, es decir las partículas van disminuyendo su tamaño gradualmente. Sin embargo, esto ocurre hasta los 75 minutos, donde se empieza a evidenciar un comportamiento atípico, puesto que hay un aumento en el d_{80} , y si bien también se espera que la curva comience a tomar valores constantes, tal como ocurre en este caso, no tiene mucho sentido que después de un tiempo tan prolongado de molienda, las partículas no alcancen a ser ni siquiera menores a las 243 micras, que es el valor obtenido más bajo; lejos está de los valores requeridos para la cianuración, es decir, pasar por un tamiz de abertura 75 micras (malla 200 en la serie Tyler).

Sin importar el lavado de arcillas, a medida que se disminuye en tamaño, las fuerzas de atracción entre partículas siguen generando un efecto aglomerante entre las mismas, que se ve reflejado en el taponamiento de las aberturas del tamiz (aun teniendo un tamaño de partícula deseado), lo que impide que gran parte del material pase a las mallas inferiores en la serie y el resultado no sea del todo confiable.

Así pues, la curva sirve como referencia perfecta hasta un tiempo de 60 minutos, puesto que a partir de ahí el efecto de aglomeración es muy evidente. Esto se pudo verificar fácilmente, tamizando manualmente una parte de la muestra que inicialmente se había llevado al equipo tamizador Ro-Tap para el proceso de clasificación, ya que gran cantidad del material pasaba con poca resistencia a través de los tamices de abertura más pequeña, como el #140 y el #200, mostrando que la pequeña masa que reportan la gráfica y la tabla no es verdadera ni debe ser considerada como referencia para establecer los tiempos de molienda al inicio de un proceso específico.

C. Caracterización química del mineral

Cabe destacar, que estas técnicas de caracterización (FRX y DRX) son complementarias y ambas ofrecen información de importancia. Como se aprecia en el desarrollo del trabajo, se requiere conocer tanto la composición química elemental, como la presencia de diferentes compuestos y fases cristalinas de los mismos que hay presentes en el mineral.

TABLA VIII
COMPOSICIÓN QUÍMICA ELEMENTAL DEL MINERAL DE CABEZA OBTENIDO POR FRX

	Si	O	Fe	Al	As	K	S
Elemento	29,10	45,33	17,62	3,66	0,98	0,94	0,78
(%p/p)	Mg	P	Zn	Ti	Pb	Ba	Otros
	0,42	0,23	0,26	0,13	0,15	0,13	0,27

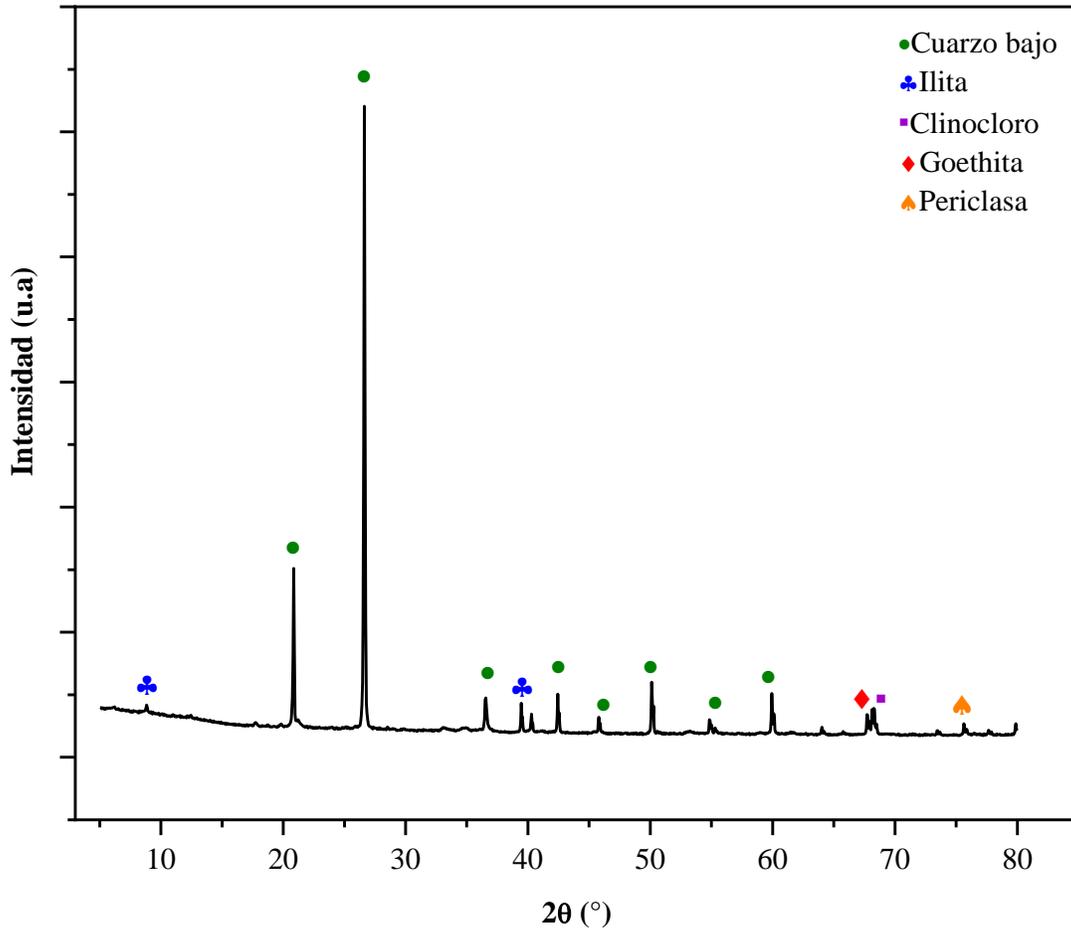


Fig. 7. Difractograma del mineral de cabeza obtenido por DRX

Los resultados reafirman la presencia predominante de cuarzo (SiO_2), que por sus propiedades estructurales se clasifica como cuarzo bajo o alfa (α); este solo existe hasta temperaturas cercanas a las 573°C y tiene una estructura trigonal, a diferencia del tipo alto o beta (β) que posee una estructura hexagonal.

Los óxidos de hierros que se sabían desde la caracterización macro, que aportan también un porcentaje considerable, y que se confirman con el ensayo de fluorescencia gracias a la alta presencia del elemento hierro, corresponden principalmente a la goethita ($\text{FeO}(\text{OH})$); producto de meteorización generalmente en condiciones oxidantes, de minerales con presencia de hierro tales como la pirita y la magnetita.

Existe presencia de arsénico, pero en un porcentaje muy bajo, lo que da a entender que no tendrá influencia negativa en el proceso de cianuración, como si ocurre cuando su porcentaje, o, mejor dicho, cuando el porcentaje de arsenopirita (FeAsS), es alto y provee un carácter refractario a la muestra. El resto de composición la forman algunos silicatos de los grupos de las micas y los filosilicatos como la illita y el clinocloro respectivamente, y un óxido de magnesio como la periclasa. No hay presencia de material carbonoso ni de minerales sulfurosos refractarios como la pirrotina o la estibina, por lo que de entrada no se proyecta necesario un tratamiento especial para prevenir problemas en la cianuración. Esto se debe verificar con otras pruebas como la presencia de sales solubles, que más adelante se discutirán. El porcentaje que aportan los principales compuestos encontrados en el análisis de la caracterización por difracción se aprecian en la siguiente tabla:

TABLA IX
RESULTADOS COMPOSICIÓN DRX

Componente	Composición (%)
Cuarzo bajo	58,7
Goethita	17,9
Illita	12,1
Clinocloro	10,3
Periclasa	0,9

Dentro de la caracterización química también es pertinente mencionar el tenor de Au obtenido para el mineral de cabeza, cuyo valor fue de 16 g/ton. Posteriormente se reportará con los valores obtenidos en el ensayo al fuego por mallas para hacer la comparación debida.

D. Concentración inicial del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos

En esta primera concentración por mesa, el objetivo era básicamente observar el comportamiento del mineral. Se seleccionaron los tamaños con base en el gráfico de eficiencia para métodos de concentración por gravedad que ya se presentó (ver Fig. 1)

Tomando como referencia las 500 micras, vemos que, en valores adyacentes a este, se alcanza una alta eficiencia para la concentración en las mesas, incluida la Wilfley. Así pues, se

clasificó principalmente la malla -35+40, que equivale a una muestra cuyo tamaño de partícula pasa una abertura de 500 micras y queda retenido en una de 425 micras, acomodándose perfectamente con el gráfico.

Se quiso hacer un par de concentraciones adicionales con tamaños de partícula cercanos a la malla ya seleccionada, claro está, considerando la disponibilidad de tamices del laboratorio. Esto para ver si había una concentración eficiente, y porque además se querían conocer posteriormente los tenores de Au en estas, y en el método de ensayo al fuego, siempre es preferible trabajar con tamaños de partícula más pequeños.

Los otros tamaños de partícula fueron los correspondientes a las mallas -40+60 y -60+80, que se encuentran entre un rango de 180 y 420 micras. Los valores inferiores en el tamaño también coinciden con un descenso en la eficiencia según la teoría, pero se consideró pertinente realizarlos de igual manera porque conservaban valores altos. Los resultados de la concentración en mesa Wilfley son presentados en la TABLA X.

TABLA X
RESULTADOS OBTENIDOS DE LA CONCENTRACIÓN INICIAL EN MESA WILFLEY

Malla	Masa alimento (g)	Masa productos (g)		
		Concentrado	Mixtos	Colas
-35+40	780	115,6	388,4	253
-40+60	780	10	76,1	631,9
-60+80	780	15,6	46	577,4

Posteriormente, se calcularon los tenores respectivos obteniéndose los resultados que se presentan a continuación:

TABLA XI
TENORES DE ORO OBTENIDOS DE LOS PRODUCTOS DE CONCENTRACIÓN INICIAL EN MESA WILFLEY

Malla	Tenor de oro (g/ton)		
	Concentrado	Mixtos	Colas
-35+40	31	4,75	0,25
-40+60	38,33	5	6
-60+80	72,5	6,75	3,25

De esta manera podemos evidenciar que, basados en una primera impresión, los tenores del metal de interés son más que considerables, pero ¿es correcto decir que un tenor es bueno o malo así no más?

La ley o el tenor de un metal son términos que no se deben de analizar por separado respecto a los índices metalúrgicos. A continuación, se mostrará el porqué:

Con base en la TABLA X, donde se mostraron los productos de la concentración, se pueden obtener algunos índices metalúrgicos de importancia que ya se han definido, tal es el caso de la recuperación. Si por ejemplo consideramos el tenor más alto obtenido, que corresponde a la malla -60+80, estaríamos hablando de una recuperación de sólo el 10% aproximadamente, encontrada así:

$$R = \frac{(15,6 \text{ g}) * \left(72,5 \frac{\text{g}}{\text{ton}}\right)}{(780 \text{ g}) * \left(17,5 \frac{\text{g}}{\text{ton}}\right)} * 100 = 8\% \quad (11)$$

Es decir, únicamente el 8% del mineral de interés sale por el concentrado, mientras la inmensa mayoría, abandona el circuito de concentración en las colas o relaves.

Dentro de los tamaños de partícula que se evaluaron, podemos evidenciar sin dificultades que la malla -40+60 ofrece las peores posibilidades para garantizar una buena relación entre índices y tenor. Primero porque la masa disponible en los concentrados es muy baja y segundo porque su tenor es más cercano a la malla -35+40 que a la -60+80. Dicho de manera alterna, tiene un tenor similar a una de las mallas evaluadas, pero con una recuperación mucho menor, o tiene una recuperación similar a otra de las mallas, pero con un tenor mucho más bajo.

En conclusión, la relación encontrada entre índices metalúrgicos y tenores de las corrientes de mesa solo es adecuada para la malla -35+40, pues ofrece una recuperación del 30% y un alto tenor. Otros índices de importancia los encontramos en la siguiente tabla, donde destaca un enriquecimiento del doble.

TABLA XII
RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS ÍNDICES METALÚRGICOS PARA LA MALLA -35+40

Nombre del índice	Valor
Recuperación (%)	30
Razón de enriquecimiento	2,02
Razón de concentración	6,75
Rendimiento (%)	15

E. Ensayo al fuego del mineral por mallas

En este punto, se realizaron análisis mediante el método de ensayo al fuego a una serie de muestras clasificadas previamente en un rango de tamaño de partícula específico. Los resultados los apreciamos en la TABLA XIII.

TABLA XIII
RESULTADOS DE TENORES DE ORO OBTENIDOS DEL ENSAYO AL FUEGO POR MALLAS

Mallas	Peso Doré (g)	Peso Oro (g)	Tenor (g/Ton)
Cabeza (-80)	0,00189	0,00032	16
-35+40	0,00138	0,00031	15,38
-60+80	0,00182	0,00035	17,5
-80+100	0,00121	0,00021	10,25
-100+140	0,00217	0,00039	19,38
-200	0,00116	0,00018	9

Como se puede observar, los tenores correspondientes a las mallas -80+100 y -200, son notablemente inferiores a los demás. Por ende, se descartan estos tamaños desde un inicio para un proceso posterior de concentración. Así pues, son seleccionadas las mallas -35+40, -60+80 y -100+140 para el análisis detallado que pretende establecer las condiciones óptimas de la muestra mineral desde diversos puntos de vista para la cianuración a la que será sometida más adelante. Un detalle no menos importante es el cumplimiento de la relación aproximada de 3 a 1 entre tenores de plata y oro respectivamente, lo que da confiabilidad en los resultados obtenidos.

F. Segunda concentración del mineral por mesa Wilfley y ensayos al fuego respectivos

A continuación, se muestran los resultados de la concentración en mesa Wilfley para los tamaños de partícula seleccionados y los tenores de oro obtenidos (TABLA XIV). Cabe resaltar que en la malla -35+40 se lograron resultados satisfactorios en la primera concentración, por lo que no se realiza de nuevo el proceso y se tienen en cuenta los resultados ya presentados en la TABLA XI y TABLA XII. Adicionalmente, se presentan los resultados concernientes a los índices metalúrgicos para dichos tamaños de partícula en la TABLA XV.

TABLA XIV
RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS ENSAYOS AL FUEGO PARA PRODUCTOS DE MESA

	Mallas			
	-60+80		-100+140	
	Peso (g)	Tenor (g/ton)	Peso(g)	Tenor (g/ton)
Alimento	300	17,5	300	19,38
Concentrado	176,8	20	117,9	16
Mixtos	42,7	5,5	43,2	6
Colas	52,4	5,25	113,2	8,5

TABLA XV
ÍNDICES METALÚRGICOS MALLAS -60+80 y -100+140

Nombre del índice	Valor	
	Malla -60+80	Malla -100+140
Recuperación (%)	67	32
Razón de enriquecimiento	1,14	0,83
Razón de concentración	1,70	2,54
Rendimiento (%)	59	40

De entrada, se puede ver que la muestra que corresponde a la malla -60+80 mostró un aumento en el tenor luego de la concentración, como evidentemente debe ocurrir. La razón de concentración es bastante buena, y en términos generales se dio una separación por gravedad exitosa, si bien el enriquecimiento es relativamente bajo.

Para la malla -100+140 acontece todo lo contrario, pues el tenor del concentrado disminuye respecto al del alimento, o sea, no existe enriquecimiento. Bajo este precepto, analizar la razón de concentración o el rendimiento, no tienen sentido alguno.

Que la muestra no haya concentrado para este tamaño, se puede sustentar por medio del “criterio de concentración” (Ver ecuación 3). Este criterio es de suma importancia y es un indicador apto para decretar la posibilidad de concentrar o no cierto tipo de material y bajo qué condiciones.

Tal como se puede deducir de la ecuación, el criterio de concentración, también llamado “relación de asentamiento libre”, depende de las densidades. Que haya una diferencia de densidades mayor entre los componentes sólidos de la muestra, conlleva a un criterio mayor y, por ende, a más facilidad de separación. Esto, debido a que la respuesta de los sólidos frente a las fuerzas de empuje, arrastre y por supuesto, a las gravitacionales, serán diferentes; situación que se aprovecha para que exista una clasificación más efectiva.

Como se mencionó en la parte teórica, generalmente se encuentra en la literatura el valor de 2,5 como referencia para saber si un mineral es fácilmente concentrable o no por métodos de gravitación como la mesa Wilfley. La tabla que se presenta seguidamente muestra la repercusión del criterio en la separación según Arthur Fay Taggart.

TABLA XVI
CRITERIO DE CONCENTRACIÓN SEGÚN TAGGART

C.C	Significado
>2,5	Separación eficiente hasta malla 200
2,5-1,75	Separación eficiente hasta malla 100
1,75-1,50	Separación posible (pero difícil) hasta malla 10
1,50-1,20	Separación posible (pero difícil) hasta 1/4"

Basados en la Fig. 7, y considerando la goethita y la periclasa como compuestos pesados (densidades de 4,37 y 3,79 g/cm³ respectivamente) y el cuarzo bajo, la ilita y el clinocloro como los componentes livianos (2,67; 2,8 y 2,65g/cm³ respectivamente), un aproximado del valor del criterio de concentración para el mineral a estudiar sería de 1,98. Esto, según lo reportado en la TABLA XVI, indica que el mineral solo es eficiente en la concentración hasta tamaños de partícula mayores a la malla 100 (que queden retenidos) y no más finos, como en la malla -100+140. El valor obtenido en el criterio se ubica en el límite inferior del rango, y se acerca bastante a la separación posible; pero difícil, solo hasta la malla 10, lo que reafirma más el porqué de la concentración inadecuada.

En la figura que se presenta a continuación [32], se observan algunos ejemplos de los tamaños hasta los que, en teoría, se pueden separar dos especies con base en su criterio de concentración. Destaca notablemente el oro asociado a un mineral silíceo, que, con una relación de asentamiento libre de 9, puede separarse con facilidad de los demás elementos hasta aproximadamente las 75 micras (malla 200 serie Tyler).

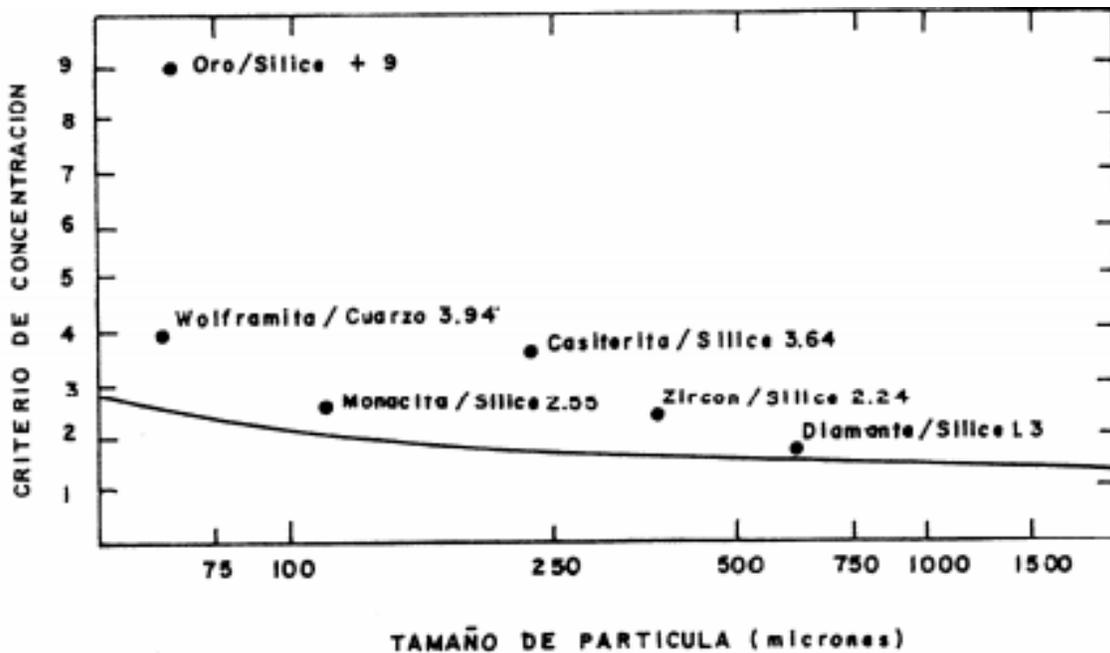


Fig. 8. Curva normalizada de criterios de concentración respecto al tamaño de partícula

Como es bien sabido, en un proceso de concentración lo ideal es que la corriente de colas, relaves o lodos como se conoce en algunos casos, disminuya el tenor del metal de interés respecto al alimento, y claro, muchísimo más respecto al concentrado, hasta tal punto que sea lo más cercano posible al valor de cero. Por ello, es común en la industria realizar una primera concentración donde se obtenga una cantidad importante de mineral de interés en la corriente de concentrados, que aporte un tenor importante. No obstante, difícilmente con una única concentración se logra disminuir hasta valores cercanos a cero, el tenor de Au de las colas. Además, es lógico que en los mixtos todavía se encuentre mineral rico en oro y por lo anterior, se suele hacer una re concentración de los mixtos y colas obtenidos en el primer proceso, claro está, si estos aún arrojan valores considerables. La muestra -35+40 es un ejemplo de una concentración productiva sin necesidad de reconcentración, puesto que el tenor de las colas es muy cercano a cero.

Así pues, en este trabajo se plantea un proceso de concentración y reconcentración únicamente para la malla -60+80, considerando, como ya se ha discutido, que tiene un tenor de Au atractivo; que aumenta el tenor cuando hay concentración gravimétrica; que aún se observan valores a considerar en los mixtos y las colas y por supuesto, que las otras dos mallas seleccionadas inicialmente no son apropiadas para dicho procedimiento: una por los valores bajos en tenores de Au en relaves, que no ameritan un nuevo gasto energético y de agua, y la otra porque evidenció un empobrecimiento en el proceso fallido de concentración. Los resultados de la re concentración se presentan a continuación:

TABLA XVII
ENSAYO AL FUEGO PRODUCTOS DE RE-CONCENTRACIÓN EN MESA

	Re-concentración malla -60+80	
	Peso (g)	Tenor (g/ton)
Alimento	95,1	N.A
Concentrado	10,9	11
Mixtos	7,6	1,5
Colas	55,6	tr

Notas: se consideran trazas (tr) cuando la balanza analítica no detecta el peso del oro. NA: no aplica

El tenor de Au del nuevo alimento necesariamente tiene un valor intermedio entre los valores de mixtos y colas de la primera concentración. Lo importante es conocer el tenor de Au de los relaves finales para verificar si la concentración fue efectiva o no, más no da información de importancia en ningún proceso, por ello no se calcula ni se encuentra reportado en la tabla. Tal cual se aprecia, el nuevo concentrado arroja un valor de consideración en su tenor de Au, señalando que realizar la re-concentración fue una decisión acertada. Los valores de mixtos y colas que se obtuvieron en el nuevo proceso dan indicio de que se ha concentrado casi todo el oro, pues el tenor de Au de los mixtos es relativamente bajo y el de las colas finales es despreciable.

G. Caracterización fisicoquímica del mineral

1) Cálculo de la densidad aparente

La densidad calculada empleando la ecuación 10, arrojó un valor de 1,666 g/cm³. Este valor sirvió de referencia para cálculos subsiguientes que se pueden detallar en el anexo 1.

2) *Sales solubles*

Según la metodología expuesta en la Fig. 4, se comprueba la presencia de sales solubles en el mineral de estudio mediante la aparición de precipitados con colores característicos cuando se reacciona con sustancias como ferricianuro de potasio y amoníaco.

En este caso, la muestra filtrada conservó siempre su traslucidez, dando a entender que la muestra a cianurar no estaba compuesta por sales férricas, ferrosas o de cobre y zinc.

Dichos resultados resultan convenientes pues se hace innecesario el tratamiento previo mediante lavado [50], con el fin de eliminar la presencia de estas sales que también son consumidas por el cianuro, puesto que si bien el cianuro es eficiente para acomplejarse con el oro, también tiene tendencia a hacerlo con diversos iones metálicos de cobre, cinc, hierro, cadmio e incluso níquel, lo que puede provocar porcentajes de extracción de oro más bajos o la necesidad de aumentar las concentraciones de NaCN en el proceso [51].

A pesar de que algunos de los complejos cianurados que se suelen formar son inestables, por ejemplo, el $Zn(CN_4)^{-2}$, si pueden formarse con mucha facilidad en un rango amplio de concentraciones y tiempos de proceso, lo que reduce la posibilidad de interacción del Au y el NaCN. Algunas sales insolubles como $Zn(CN)_2$ o $CuCN$, pueden resultar más problemáticas aún [52]. Por otra parte, los “hexanocianoferratos”, es decir el ferro y ferricianuro, forman sales estables con otros metales y su estabilidad es mucho mayor con ausencia de luz, como en este caso, que se trabaja en un recipiente sellado. Desde el punto de vista ambiental, son estos últimos mencionados los que más atención merecen, por lo que su no presencia en el mineral de estudio, dan más confiabilidad respecto a la obtención de buenas recuperaciones y menor impacto ambiental.

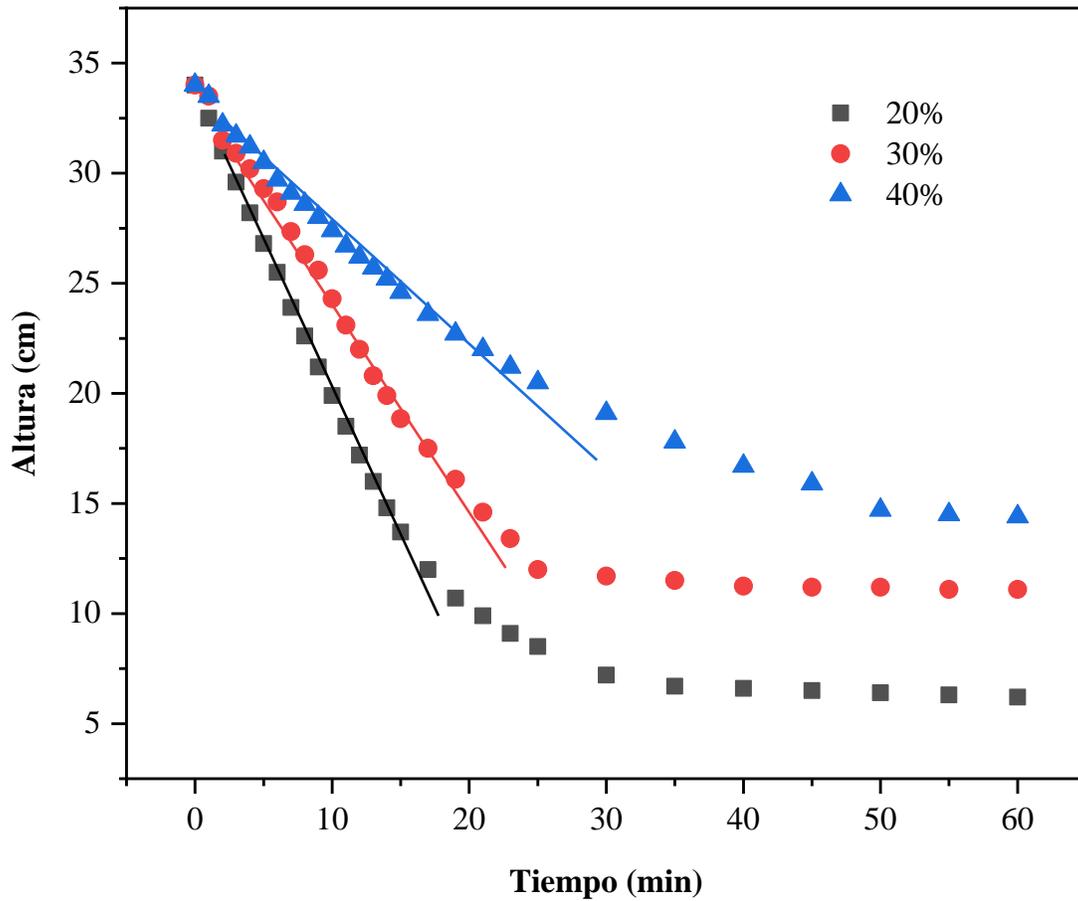
3) *Velocidad de sedimentación*

Fig. 9. Curva de velocidad de sedimentación para pulpas con diferentes porcentajes en sólidos

La Fig. 9 muestra el comportamiento de las tres pulpas acuosas que se trabajaron variando el porcentaje en peso del mineral. El eje de las ordenadas corresponde a la diferencia de alturas entre la interfase-sólido líquido, que en un tiempo de cero sería simplemente la altura inicial que alcanza la pulpa para un volumen específico, en este caso de un litro. A medida que avanza el tiempo (eje de las abscisas) la altura que adquiere la fase líquida transparente va aumentando, por lo que la diferencia es cada vez más estrecha, hasta que tiende a alcanzar un valor constante, indicando que los sólidos ya no están sedimentando.

Se evidencia rápidamente que la curva correspondiente al 20% en sólidos se ubica por debajo de las demás, indicando una altura de la fase clarificada mayor. Esto es de esperarse por la

menor cantidad de mineral que se acumula en el fondo de la probeta, por ende, es necesario calcular la pendiente de las curvas para establecer un valor de la velocidad de sedimentación según cada porcentaje. Para ello, se tomaron los puntos en donde se notaba un comportamiento con tendencia lineal, que representase el comportamiento de las pulpas antes de alcanzar una sedimentación casi completa. Los resultados se observan en la tabla siguiente:

TABLA XVIII
RESULTADO DE LAS VELOCIDADES DE SEDIMENTACIÓN DE LOS SÓLIDOS EN LAS PULPAS TRABAJADAS

Porcentaje de sólidos	Y = mX + b		
	20%	30%	40%
Valor de la pendiente	-1,33286 ± 0,019	-0,91602 ± 0,01907	-0,54698 ± 0,01417
R ²	0,99696	0,99183	0,98741

La desviación estándar y el valor de R² son adecuados y muestran confianza en los resultados. Se tiene entonces que la muestra con 20% tiene mayor velocidad (en valor absoluto) que los otros dos porcentajes. De esta manera se pensaría que este puede ser el ideal para el proceso de cianuración, sin embargo, trabajar con cantidades bajas de sólidos puede representar poca optimización, en especial a escala macro en donde se procesan varias toneladas por día. Así pues, se busca un equilibrio, es decir, un porcentaje considerablemente alto para tratar la mayor cantidad de mineral posible, sin comprometer el proceso de recuperación, como puede ocurrir con la pulpa de 40% en sólidos, debido a que hay una reducción entre el área de contacto del sólido con la solución de cianuro. Sumado a esto, su velocidad es considerablemente más baja que las dos restantes, lo que puede provocar problemas para tomar las alícuotas que se filtran para el proceso posterior de titulación, de esta manera, la pulpa de 30% en sólidos resultó ser la más adecuada y fue la seleccionada para el proceso de lixiviación con cianuro en botella.

4) Grado de acidez

La muestra problema a cianurar arrojó un pH de 5,84. Cabe recordar que las cantidades que se emplearon de mineral y de agua son más bajas que las que se emplearon en el proceso definitivo de cianuración, lógicamente por la naturaleza de este ensayo, que no requiere grandes cantidades,

sin embargo, el porcentaje de sólidos y la aleatoriedad producto de un muestreo exhaustivo se conservó a cabalidad. Este valor de 5,84 indica la necesidad de emplear agentes reductores de la acidez como la cal. Esta, se obtiene a partir del carbonato cálcico (roca caliza) que, al ser expuesto a altas temperaturas, forma un óxido de calcio, popularmente llamado “cal viva”. En el mercado, la cal comercial se puede encontrar con pequeñas variaciones en su composición, pero, en cualquier caso, sirve entre otras cosas, para aumentar la basicidad de los minerales, especialmente en los suelos agrícolas, donde encuentra su principal aplicación, puesto que gracias a la disociación del mismo en Ca^{2+} , CO_3^{2-} , HCO_3^- o H_2CO_3 cuando existe interacción con el agua, se neutralizan los iones H^+ , disminuyendo su concentración en el suelo gracias a la formación de una base fuerte (OH^-). Como es bien sabido, el pH relaciona de manera logarítmica el inverso de la actividad de iones H^+ en un compuesto, así pues, es lógico que su valor aumente cuando reaccione con la cal.

En este caso, el pH de la muestra aumentó hasta 10,44 cuando se le adicionaron 5 gramos de cal. De esta manera, el mineral está en condiciones óptimas para iniciar el proceso de cianuración en botella.

Como ya se ha discutido en párrafos anteriores, la formación de HCN^- es perjudicial desde el punto de vista ambiental. Sumado a esto, es bastante probable que en pulpas acuosas se libere al ambiente por medio de su alta volatilidad, producto de su bajo punto de ebullición y a la presión de vapor también baja que lo caracteriza, lo que puede provocar pérdidas importantes del compuesto lixivante. La Fig. 10 [52], muestra que, a pH mayores, se favorece la formación del ion CN^- , por eso es recomendable cianurar en condiciones básicas, preferentemente en un rango entre 10,5 y 11.

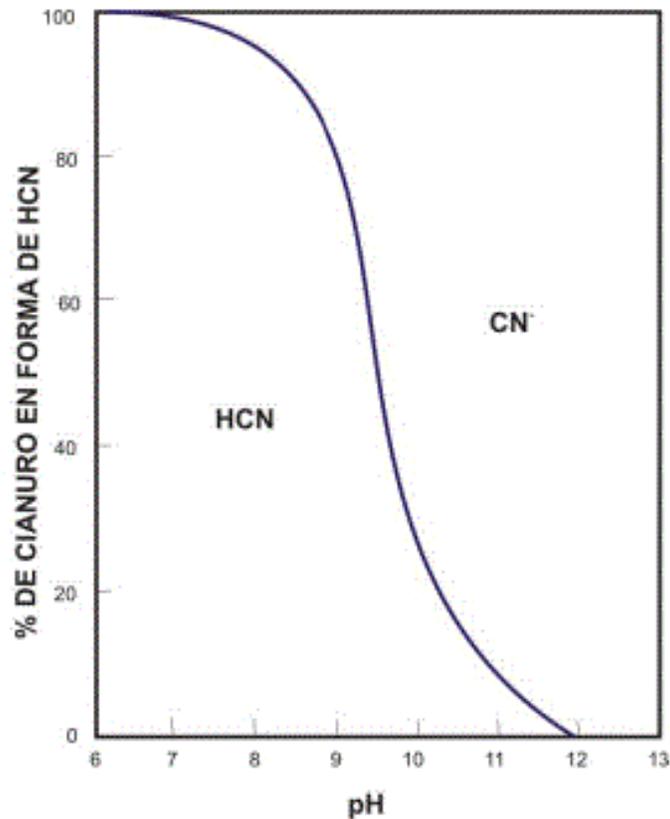


Fig. 10. Relación entre iones HCN^- Y CN^- respecto al potencial de hidrógeno

H. Proceso de cianuración del mineral con modelo estadístico experimental factorial 2x3

Como se mencionó en la metodología, se trabajó con 400 gramos de mineral en 1000 ml de solución. Esto equivale a un porcentaje del 28,6% en sólidos. A pesar de que la selección inicial era de un 30%, es decir empleando 428,57 g (ver anexo 1), se pudo verificar en un primer intento de cianuración que, con dichas condiciones, la muestra tardaba varios minutos en sedimentar totalmente y se dificultaba la toma de alícuotas que salían aún con material particulado de consideración, lo que impedía obtener una muestra translúcida para la titulación a pesar de que se filtrara en repetidas ocasiones. Se adicionó cal para acelerar la sedimentación de los pequeños particulados que a simple vista no se apreciaban, pero ponían turbia la solución, no obstante, esta elevó hasta 13 su pH, lo que tampoco es conveniente. Así pues, se redujo gradualmente la cantidad de mineral a adicionar, encontrando que con 400 gramos y la cal adicionada, la sedimentación era muy rápida y el pH se conservaba en valores óptimos.

Encontrar este valor, si bien representa más trabajo que emplear simplemente el de 20% en sólidos que mostró un buen comportamiento en la sedimentación, es de gran importancia porque se trabaja con mayor cantidad de material; tal cual se explicó, conlleva a una optimización en el proceso y aumenta la confianza del ensayo, puesto que reduce el margen de error; otro motivo por el cual no es recomendable trabajar con cantidades bajas de masa mineral. Se recuerda que la muestra fue conformada por concentrados de las mallas -60+80 y -100+140 por las razones ya discutidas y se aclara, además, que la malla -35+40 no fue empleada a pesar de mostrar un comportamiento aceptable, debido a que la masa obtenida luego de bastantes clasificaciones manuales y con ayuda del ro-tap, era despreciable y no valía la pena el gasto energético y de tiempo.

1) Pre- ensayos realizados

Los resultados concernientes al ensayo al fuego de cabeza a cianurar y el tenor de oro extraído (o presente en solución) de los pre-ensayos seleccionados inicialmente se muestran en la siguiente tabla:

TABLA XIX
RESULTADOS OBTENIDOS DE LOS PRE-ENSAYOS DE CIANURACIÓN

Cantidad mineral a cianurar (g)	Au presente en mineral a cianurar (mg)	Volumen solución (L)	Concentración Au inicial (ppm)
400	6,8	1	6,8
Condición de ensayo (concentración NaCN-tiempo)	Tenor Au (ppm)	Au no recuperado (ppm)	% Recuperación
0,5 g/l - 3h	0,260	6,540	3,828
1 g/l - 3h	3,003	3,797	44,154
0,5 g/l - 7h	2,511	4,289	36,932

El tenor de oro calculado para la cabeza de cianuración fue de 17 g/ton, que equivale a 6,8 mg de oro en una muestra de 400 g de mineral. De esta manera, como se utilizó un volumen de solución de 1000ml, se tiene una concentración inicial de oro de 6,8 mg/L o 6 partes por millón (ppm). (Ver cálculos en anexo 1).

Los resultados de absorción atómica arrojaron los resultados de oro extraído para las concentraciones y tiempos seleccionados, como se observa en la TABLA XIX. El oro, se encuentra acomplejado en la solución líquida (muestra clarificada) y no en el material sólido (relaves de cianuración). De esta manera, se calcularon las recuperaciones del metal utilizando la expresión que se muestra a continuación. No se debe confundir la recuperación que se explicó en párrafos anteriores y que se refiere exclusivamente a los procesos de concentración (índices metalúrgicos), con la recuperación en un proceso extractivo, que básicamente se refiere a la relación entre la cantidad extraída del elemento de interés, respecto a la que es posible extraer.

$$\%Recuperación = \frac{\text{Tenor Au de cabeza} - \text{Tenor Au en Solución}}{\text{Tenor Au de cabeza}} * 100 \quad (12)$$

Los porcentajes de recuperación obtenidos muestran resultados pobres para la concentración de 0,5 g/L; especialmente al tiempo más corto. Con el aumento del tiempo, se evidencia también como es lógico, un aumento considerablemente alto en la recuperación, evidenciando que solo a tiempos superiores a las 3 horas, el cianuro empieza a cumplir con su función de forma importante. Sin embargo, basta con 3 horas a una concentración de cianuro mayor para mostrar resultados más prometedores. En consecuencia, se decide no trabajar a concentraciones tan bajas y continuar experimentando con la concentración de 1g/L.

Se establece para los ensayos definitivos una concentración adicional de NaCN de 2g/L. Esto, para poder evaluar más tiempos de cianuración, puesto que resulta mucho más complejo seleccionarlos adecuadamente, debido a que, si se revisa en la literatura, para ciertos tipos de minerales (oxidantes, sulfurosos, refractarios, etc) el rango de tiempos de cianuración efectivos para compuestos similares puede variar abruptamente, mientras que las concentraciones conservan rangos cercanos. El valor de 2 g/L se consideró adecuado, puesto que aumentar de esta manera la brecha, permite más confiabilidad y mediante las herramientas estadísticas, se pueden proponer concentraciones intermedias óptimas, mientras que tomando valores como 1,5 g/L, es más probable que a concentraciones mayores todavía se puedan obtener mejores recuperaciones de oro.

Los tiempos definitivos fueron de 4 horas (levemente mayor al tiempo estudiado en los pre-ensayos), 7 horas (se conserva un tiempo que mostró resultados prometedores) y 10 horas,

considerando que, con este último y el aumento de la concentración, sería suficiente para lograr recuperaciones de oro altas.

2) Resultados de cianuración en botella

TABLA XX
RESULTADOS ENSAYOS DE CIANURACIÓN EN BOTELLA

Muestra	Concentración NaCN (g/L)	Tiempo (h)	Au (ppm)	Au no recuperado (ppm)	% Recuperación
1	2	4	5,030	1,770	73,965
2	2	10	4,819	1,981	70,874
3	2	7	4,540	2,260	66,768
4	1	7	5,252	1,548	77,234
5	1	4	3,438	3,362	50,557
6	2	10	5,597	1,203	82,312
7	1	4	3,566	3,235	52,434
8	2	4	5,120	1,681	75,287
9	1	10	5,793	1,008	85,184
10	1	7	5,487	1,313	80,690
11	1	10	6,135	0,665	90,224
12	2	7	6,242	0,558	91,790

De entrada, se observan valores de recuperación aceptables y esperados para ambas concentraciones. Es evidente la influencia del tiempo de cianuración, especialmente para la concentración de 1g/L, donde se ve que al tiempo más bajo se obtiene aproximadamente la mitad de la recuperación. De esta manera, es concluyente que, para tal concentración, un tiempo de 4 horas no es suficiente para obtener una recuperación alta.

Para esa misma concentración, a tiempos de 7 y 10 horas se mantienen resultados similares entre los duplicados, indicando confiabilidad y una tendencia clara a la proporcionalidad directa entre tiempo y recuperación de oro. Sin emplear herramientas estadísticas, es prudente afirmar que empleando una concentración de 1g/L y un tiempo de 10 horas, se alcanzará una recuperación alta. Por otra parte, es evidente la influencia del aumento en la concentración sobre la recuperación a un tiempo de 4 horas. Basta con este corto tiempo para alcanzar recuperaciones satisfactorias de aproximadamente el 75%, claramente mayores a los valores cercanos al 50% que se obtienen

empleando la mitad de esta concentración. Ahora bien, a tiempos mayores para la concentración de 2 g/L, comienzan a presentarse comportamientos anómalos, puesto que los valores de las réplicas son alejados entre sí. Lo anterior puede indicar un efecto adverso por exceso de cianuro, pero para hacer un análisis más profundo en este aspecto, se requiere del empleo de un modelamiento estadístico. Este, por su parte requiere el cumplimiento de 4 supuestos para que haya validez y confianza en los resultados. Los supuestos son: aleatoriedad, normalidad, varianza constante y suma de los efectos igual a cero.

3) *Análisis de aleatoriedad*

Como se mencionó atrás, los ensayos se realizaron con un cierto orden que pretendía evidenciar el cumplimiento de este primer supuesto. A continuación, se muestran los resultados correspondientes.

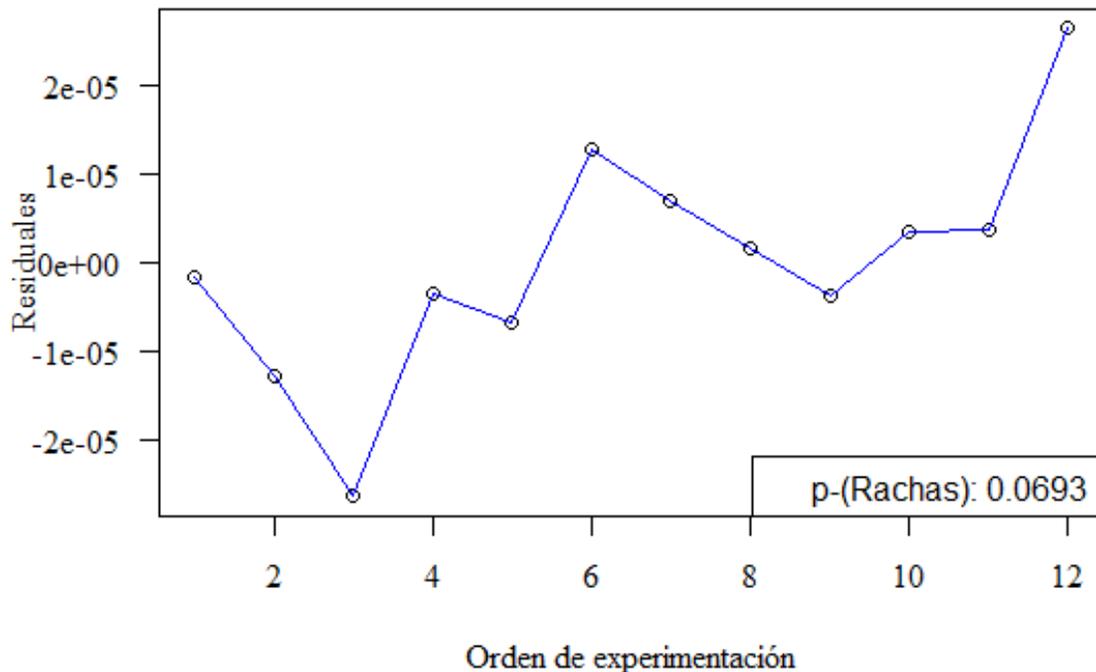


Fig. 11. Resultados de la prueba de aleatoriedad

En el gráfico se observa que no se presentan patrones, ciclos o una tendencia suave. De esta forma, se puede esperar que no hay problemas con el supuesto de aleatoriedad. Para verificarlo, se

puede plantear una hipótesis usando la prueba de Rachas, que arroja un valor “p”. En este caso, partiendo de que la confianza es del 95%, debería de ser mayor a 0,05. Como se puede notar, el valor está por encima, lo que confirma el cumplimiento de esta condición.

4) Análisis de normalidad

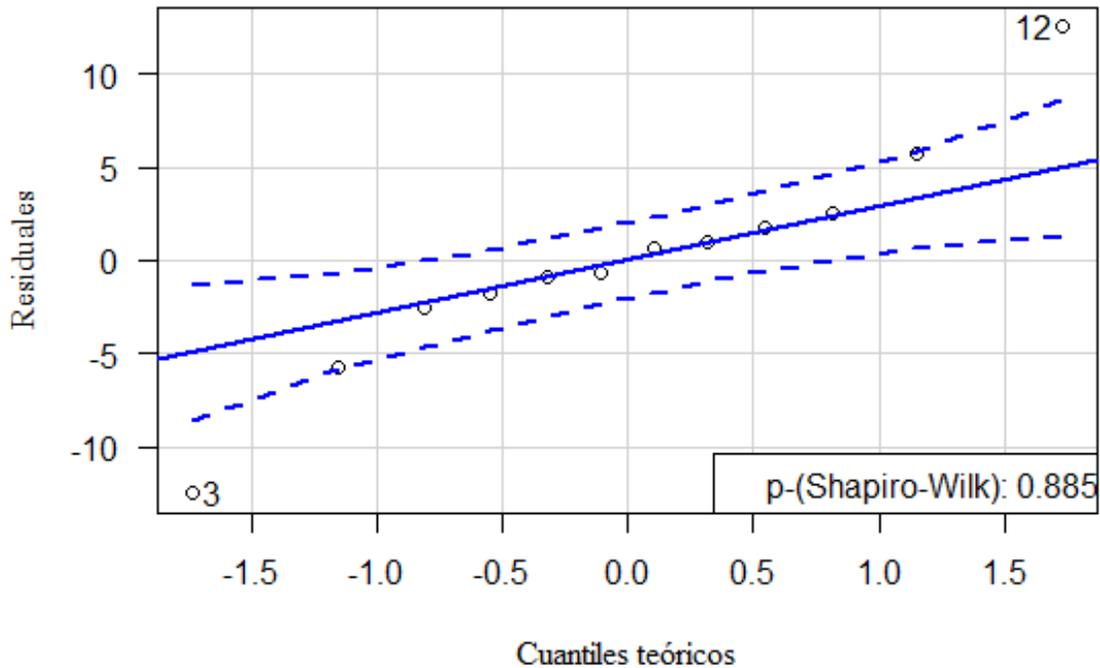


Fig. 12. Resultados de la prueba de normalidad

En este supuesto, se espera que los puntos característicos estén lo más cercanos posibles a la línea de referencia y a las bandas de confianza. Observando la imagen, se puede notar que la mayoría están muy cerca, pero existen dos datos alejados de estas. Tales datos son precisamente los correspondientes a la concentración 2 g/L, que como se mencionó atrás, estaba presentando comportamientos anómalos. Apoyados en las herramientas estadísticas, se concluye que la muestra de concentración 2 g/L a un tiempo de 7 horas, es la que más ruido presenta en el análisis. Sin embargo, los puntos tienen tendencia a ubicarse en los extremos, por lo que no se encuentran, en teoría, tan alejados de la curva. No basta con esta observación para concluir si los datos presentan distribución normal, sino que se requiere confirmar la validez con una prueba de hipótesis, en este caso llamada “prueba de Shapiro Wilk”. Como también se evidencia al interior del gráfico, el valor

“p” que arroja la prueba de hipótesis, es mayor a 0,05; de manera que nuevamente podemos confirmar su validez

5) Análisis de varianza constante

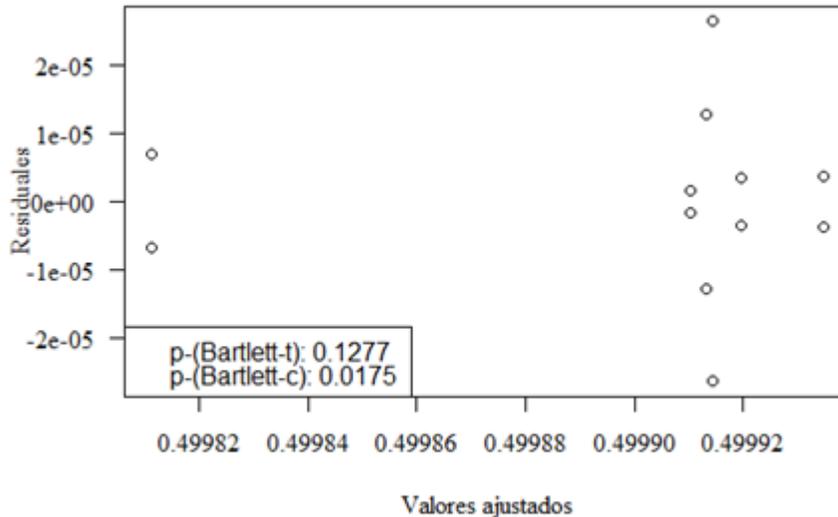


Fig. 13. Resultados de la prueba de varianza constante

Aunque los datos originales no presentan varianza constante, se aplicó una transformación Box-Cox para tratar de estabilizar la varianza. En el gráfico parece presentarse un cambio fuerte en la variación de los datos, sin embargo, la escala es lo suficientemente pequeña, por lo cual es posible afirmar que no hay grandes fallas en el supuesto de homocedasticidad o varianza constante; esta información se puede confirmar parcialmente ya que sólo para el factor tiempo el valor “p” es mayor a 0,05. En este caso la prueba de hipótesis aplicada lleva el nombre de test de Barlett.

Así pues, el supuesto no se cumple totalmente como los otros ya analizados. Esto se puede asociar a errores en la experimentación. Por ejemplo, la observación del ensayo número 2 dará cuenta de un resultado poco lógico, porque estaría disminuyendo la recuperación con el aumento del tiempo. Es claro que el resultado del ensayo número 12 es más acorde a lo que ocurre en un proceso de cianuración. Así pues, pudo ocurrir que dicha inexactitud sea atribuida a la titulación.

El agente titulante KI, muestra un color amarillento muy claro, por esto se puede confundir con el aspecto turbio de la solución a pesar de que esta haya sido filtrada múltiples veces. Al ser este un proceso que depende de la percepción personal y considerando, además, que el ensayo #2

fue de los primeros, se podría incurrir en disparidades que, con el tiempo, gracias al establecimiento de un criterio más claro respecto al color esperado y al consumo de NaCN obtenido en la valoración, se podrían eliminar.

6) *Análisis de suma de efectos iguales a cero*

Bajo este criterio estadístico, la suma de los efectos, que en estadística se refiere al tamaño de la diferencia entre dos grupos a analizar, debe ser igual a cero, de manera que brinde confianza sobre los resultados que se obtienen a partir del modelo estadístico a trabajar. La TABLA XXI muestra los resultados de estos supuestos, que, en efecto, dan cero si se suman tanto de forma vertical como horizontal. Este resultado positivo, garantiza que las conclusiones del análisis que se exponen a continuación son de confianza.

Entre mayor sea el valor presentado en la tabla, mayor será el porcentaje de recuperación para la variable específica que se esté analizando o la combinación de ambas. Así, como es de suponerse, un aumento en la concentración de NaCN (sin considerar la variable tiempo) conllevaría a un aumento en la variable respuesta y un aumento en el tiempo de cianuración, analizado de forma independiente, tendría que provocar también mayor recuperación. En este caso, los valores de interacción dan información más relevante, puesto que se puede establecer que en un tiempo de 4 horas de cianuración, lo apropiado es emplear una concentración de 2 g/L, mientras que para los tiempos de 7 y 10 horas, basta con 1 g/L para obtener las mejores recuperaciones de oro.

TABLA XXI
EFECTO DE LAS DIFERENTES VARIABLES

Efecto de las concentraciones			
	1 g/L	2 g/L	
	-0,12	0,12	
Efecto de los tiempos			
	4h	7h	10 h
	-0,0399	0,0164	0,0235
Efecto de las interacciones concentración-tiempo			
	4 h	7 h	10 h
1 g/L	-0,0375	0,01472	0,0228
2 g/L	0,0375	-0,01472	-0,0228

7) *Resultados del modelo estadístico (análisis de varianza)*

Como se aprecia en la TABLA XXII los resultados del análisis de varianza ANOVA indican valores “Vp” inferiores a 0,05 para la interacción entre las variables de estudio y la variable tiempo por sí sola. Por su parte, indica un valor mayor en la variable concentración. Esto bajo los fundamentos del modelamiento estadístico, significa que tanto el tiempo como su interacción conjunta con la concentración de NaCN, afectan la variable respuesta considerablemente, es decir, la recuperación de oro, pero la concentración de NaCN por sí sola no genera cambios significativos en dicha variable respuesta.

Es de importancia recalcar que el valor de “Vp” para la concentración de NaCN está cercano al valor límite de 0,05, lo que estadísticamente indica una probabilidad, aunque baja, de que esta variable afecte la recuperación de oro. Sin embargo, afirmar tajantemente que la concentración no influye en la recuperación puede parecer un desatino y hay que considerar nuevamente que existió un ensayo con replica que ofreció resultados demasiados atípicos, probablemente causantes de la alteración en los resultados.

Lo anterior se puede sustentar porque ya se apreció como en los pre ensayos, la concentración de NaCN tuvo influencia en la recuperación, aunque no tanta como la tuvo el tiempo de cianuración. De esta manera, los resultados obtenidos indican más bien una reducción significativa en la influencia de la concentración cuando supera el valor de 1g/L. Indicando que, una vez superada esta barrera, a tiempos largos como 7 y 10 horas, la recuperación de oro no va a tener mucha diferencia. Sin duda son resultados dicentes, puesto que evitan cianurar el mineral tiempos innecesariamente largos, lo que se ve reflejado en un ahorro energético.

TABLA XXII
RESULTADOS DEL ANÁLISIS DE VARIANZA

	Suma cuadrados	Grados de libertad	Media	F	V Pr(>F)
Concentración	1,73E-06	1	1,73E-06	5.518	0.05714
Tiempo	9,64E-06	2	4,82E-06	15.391	0.00434
Concentración-Tiempo	8,55E-06	2	4,28E-06	13.660	0.00584
Error	1,88E-06	6	3,13E-07	-	-
Total	2,18E-05	11	-	-	-

El resultado anterior se reafirma mediante el método de rangos múltiples de Duncan. Allí, se centra el análisis en la variable que mayor influencia tuvo en la recuperación de oro, es decir, el tiempo de cianuración del mineral en estudio. El gráfico muestra datos de recuperación promedio para los diferentes tiempos, independientemente de la concentración de NaCN que se trabaje dentro del rango estudiado (1-2 g/L).

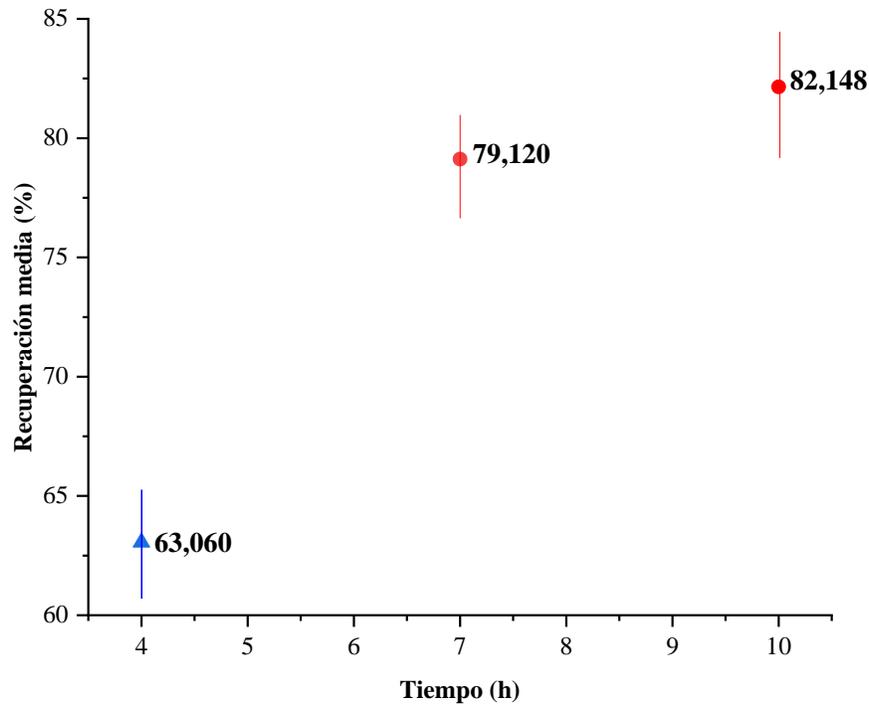


Fig. 14. Gráfico de rangos múltiples de Duncan

El gráfico clasifica en una sola categoría o grupo los tiempos de cianuración de 7 y 10 horas y la diferencia del tiempo de 4 horas, explicando que las recuperaciones de oro en los dos primeros serán similares, sin embargo, en el análisis del oro, la recuperación es una variable de gran importancia y siempre se debe buscar el mayor porcentaje posible.

De esta manera, el resultado final del ensayo considera la combinación entre variables y sus combinaciones para establecer las condiciones óptimas de cianuración con las que se obtiene la mayor recuperación de oro, que es el propósito principal en el presente estudio. La concentración ideal es de 1g/L de NaCN a un tiempo de 10 horas. La presentación se da mediante un gráfico de

superficies (Fig. 15) determinados por la siguiente expresión que, a su vez, dictamina el porcentaje de recuperación que se obtiene con dichas condiciones:

$$\%Rec = -13,5825 + 44,06 * C + 11,7415 * t - 5,7069 * C * t \quad (13)$$

Reemplazando los valores, se obtiene una recuperación de oro del 90,8325% con las condiciones ya mencionadas. De esta manera, se concluye que el mineral presenta un alto grado de lixiviabilidad en cianuro y que se obtuvo una muy buena recuperación del metal de interés.

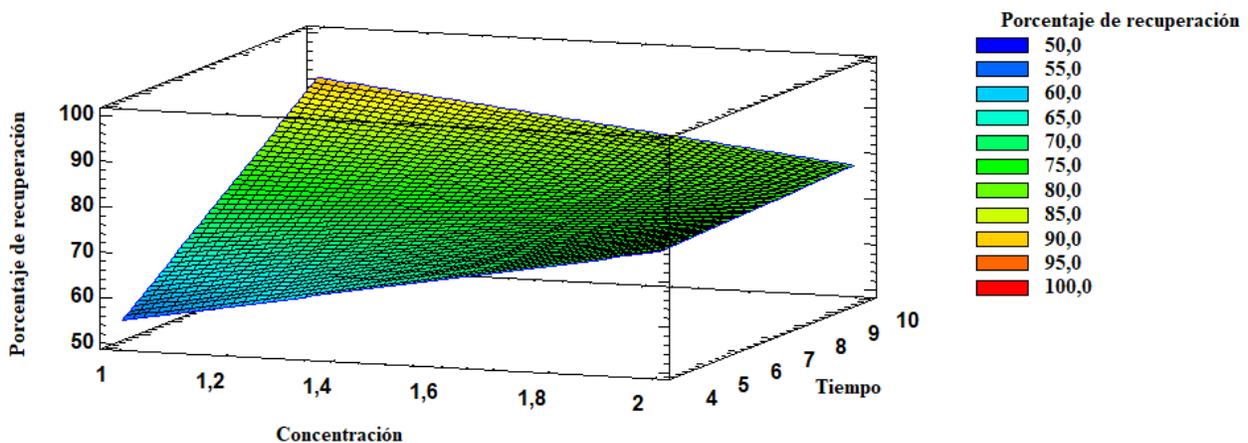


Fig. 15. Gráfico de superficies con variables de estudio y variable respuesta

El gráfico resume lo mencionado durante el desarrollo del análisis y muestra como hay proporcionalidad directa entre el porcentaje de recuperación del oro y el tiempo de cianuración para una concentración de 1g/L de NaCN.

También se aprecia que a medida que se aumenta la concentración de NaCN, el valor mínimo de recuperación de oro posible también tiene valores mayores. Es decir, a tiempos de cianuración cortos, se obtiene mayor recuperación con concentraciones de NaCN mayores. Finalmente, para cuando la concentración de NaCN alcanza valores cercanos a 2g/L, la tendencia es que no haya proporcionalidad directa como en el primer caso mencionado, así pues, con el aumento de tiempo de cianuración no se nota mayor influencia en el porcentaje de recuperación del oro.

En definitiva, las condiciones óptimas del proceso de lixiviación con cianuro se resumen en la siguiente tabla:

TABLA XXIII
CONDICIONES DE TRATAMIENTO DEL MINERAL PARA OBTENER LA MAYOR RECUPERACIÓN POSIBLE DE ORO

Mallas iniciales óptimas	Método de concentración	d100 luego de la molienda y liberación de Au (µm)	Tiempo de cianuración (h)	Concentración de NaCN (g/L)	Recuperación de oro (%)
-60+80	Mesa Wilfley	75 (200 mallas)	10	1	90,82
-100+140	Lavado de arcillas				

I. Detoxificación de las colas de cianuración con peróxido de hidrógeno

Basados en los resultados exitosos obtenidos durante un estudio realizado por el grupo CIMEX [53] sobre la detoxificación de relaves de cianuración con peróxido de hidrogeno, los cuales con frecuencia han sido puestos en práctica en los proyectos investigativos hechos por el grupo MAPRE, se realizó la degradación del cianuro presente en los ensayos realizados.

Se trabajó con base en la siguiente reacción, que como se observa, no genera subproductos que impacten de manera negativa el medio ambiente.



La titulación con $AgNO_3$ (método volumétrico) fue realizada con el objetivo de formar un complejo de cianuro, el cual, al detectar un exceso de plata, es advertido por el indicador KI. En ese momento se midió la concentración de cianuro que aún estaba presente, es decir, que no había sufrido un proceso de degradación.



En cada una de las valoraciones realizadas se logró medir una concentración inferior a la establecida por la norma para el desecho de residuos sólidos contaminados con cianuro en Colombia, que es de 1ppm. Lo que dio seguridad para aplicar el mismo proceso en el resto de las botellas. Los resultados obtenidos se muestran en la siguiente tabla:

TABLA XXIV
 RESULTADOS DE DETOXIFICACIÓN CON PERÓXIDO DE HIDRÓGENO

Concentración inicial NaCN (g/L)	Concentración CN (ppm)
0,5 g/L	0,08
1 g/L	0,13
2 g/L	0,19

VI. CONCLUSIONES

Mediante las técnicas de caracterización química (En estereoscopio, DRX y FRX) se encontró que el mineral de estudio era rico en cuarzo y óxidos de hierro y poseía carácter arcilloso y oxidante.

Mediante la caracterización geoquímica y método de ensayo al fuego se logró determinar un tenor de oro del mineral de estudio (cabeza), que fue de 16 g/ton, demostrando ser un mineral atractivo para la extracción del oro.

El tamaño de partícula óptimo para alimentar la mesa Wilfley fue el correspondiente a la malla -60+80. Los índices metalúrgicos como el enriquecimiento (83%) y rendimiento del 40% dieron prueba de ello, puesto que se aumentó el tenor de oro en la concentración y se obtuvieron masas considerablemente altas en los productos.

El proceso de concentración en mesa fue efectivo para la malla mencionada puesto que los tenores de oro en los relaves o colas no presentaron valores considerables, es decir, se cumplió a cabalidad el propósito de dicha operación metalúrgica. Los valores fueron de 5,25 g/ton y de trazas en la concentración y re concentración respectivamente.

Tras el análisis de ensayos al fuego por mallas, se consiguieron los tamaños de partículas en los que se encuentra el oro presente en el mineral. Estas fueron las correspondientes a las mallas: -35+40, -60+80, -100+140.

El diseño experimental ofreció confianza de los resultados obtenidos y reafirmó las primeras hipótesis planteadas con los resultados de recuperación que postulaban la concentración de 1g/L como la más confiable y con resultados importantes en la recuperación de oro.

El modelo estadístico seleccionado indicó una recuperación de oro máxima posible del 90,83% en el proceso de lixiviación con cianuro, empleando 1g/L de NaCN durante 10 horas de ensayo. Estas condiciones se pueden emplear a nivel industrial dada la confianza del diseño, lo que

representaría un menor consumo de reactivos, un menor gasto energético y por ende una optimización en el proceso de lixiviación.

El modelo estadístico seleccionado indicó que el tiempo es la variable más contundente que afecta la recuperación de oro en el proceso de lixiviación con cianuro para el mineral problema.

La detoxificación con Peróxido de Hidrógeno fue efectiva puesto que las colas o residuos sólidos indicaron valores de concentración de 0,08; 0,13 y 0,19 ppm de CN, acomodándose por debajo de los valores máximos permitidos y mostrando claramente ser una alternativa al proceso de amalgamación desde el punto de vista ambiental.

REFERENCIAS

- [1] Ministerio de minas y energía and Servicio geológico colombiano, “Guía metodológica para el mejoramiento productivo del beneficio de oro sin el uso de mercurio. Andes-Antioquia,” 2017.
- [2] ONUDI and Corantioquia, “Proyecto Mercurio global 2 GMP-II, Introducción de tecnologías más limpias en la minería y la extracción del oro artesanales,” 2012.
- [3] M. González Estecha *et al.*, “Exposición al metilmercurio en la población general; toxicocinética; diferencias según el sexo, factores nutricionales y genéticos,” *Nutr. Hosp.*, vol. 30, no. 5, pp. 969–988, 2014, doi: <https://dx.doi.org/10.3305/nh.2014.30.5.7727>.
- [4] S. Español Cano, “Contaminación con mercurio por la actividad minera,” *Biomédica*, vol. 32, no. 3, 2012, doi: <https://doi.org/10.7705/biomedica.v32i3.1437>.
- [5] Congreso de Colombia, “Ley No. 1638 15 de Julio de 2013,” 2013.
- [6] C. L. A. Alfaro López and M. E. Aguilar Terán, “Influencia de la variación de las concentraciones de ácido sulfúrico, nitrato de sodio y cloruro de sodio en la extracción de oro de minerales oxidados mediante el proceso severo,” Universidad Nacional de Trujillo, 2014.
- [7] L. D. Tylor Hansen, “El oro que brilla desde el otro lado: aspectos transfronterizos de la fiebre del oro californiana, 1848-1862,” *Secuencia. Rev. Hist. y ciencias Soc.*, vol. 77, pp. 39–58, 2010.
- [8] L. D. Tylor Hansen, “La ‘fiebre del oro’ en Baja California durante la década de 1850: su impacto sobre el desarrollo del territorio,” *Región y Soc.*, vol. 19, no. 38, pp. 105–127, 2007.
- [9] D. Fetherling and G. Fetherling, *The Gold Crusades: A Social History of Gold Rushes, 1849-1929*, Revised. Toronto, 1997.
- [10] J. Perez González, “Aurífices en la Roma Julio Claudia. La fiebre del oro romana,” *Stud. Antiq. Archaeol.*, vol. 23, no. 1, pp. 37–70, 2017.
- [11] A. Valencia Giraldo, “El oro: de la alquimia a la relatividad,” *Rev. Colomb. Mater.*, vol. 4, pp. 1–24, 2013.
- [12] L. J. Esdaile and J. M. Chalker, “The mercury problem in artisanal and small-scale gold mining,” *Chem. Eur. J.*, vol. 24, no. 27, pp. 6905–6916, 2018, doi: <https://doi.org/10.1002/chem.201704840>.

- [13] J. O. Mardsen and C. I. House, *The Chemistry of Gold Extraction*, Second. SME, 2009.
- [14] Ministerio de minas y energía and INGEOMINAS, “Catálogo de las propiedades mineralógicas, físicas y químicas de los yacimientos auríferos primarios de los departamentos de Cauca, Nariño y Valle del Cauca.,” 2003.
- [15] R. Eisler, *Eisler’s Encyclopedia of Environmentally Hazardous Priority Chemicals*. Elsevier Science, 2007.
- [16] C. J. Hurlbut and K. Cornelis, *Manual de Mineralogía de Dana*, 3ra ed. Reverté S.A, 1984.
- [17] A. Restrepo Echavarría and J. R. Trujillo, “Aleaciones metálicas,” *Rev. Fac. Odontol. Univ. Nac. (Cordoba)*, vol. 1, 1990.
- [18] L. M. Serna Durango, L. Perez Rios, and M. A. Grisales, “El Mineral Oro,” 2017.
- [19] A. Duran, “Conferencias sobre metalurgia general. Ensayes al fuego,” 1958.
- [20] I. Montero Ruiz and M. Murillo Barroso, “Los inicios de la metalurgia en la prehistoria Europea,” *Indice Hist. Español*, pp. 129–153, 2017.
- [21] A. Ros, “Recopilación sobre la metalurgia del oro,” 2017.
- [22] J. I. Londoño Escobar *et al.*, *Técnicas mineralógicas, químicas y metalúrgicas para la caracterización de menas auríferas*, Primera. Bogotá: JICA - INGEOMINAS, 2010.
- [23] M. A. Lominchar, M. J. Sierra, J. Rodríguez, and R. Millán, “Estudio del comportamiento distribución del mercurio en muestras del suelo recogidas en la ribera del río Valdeazogues,” Madrid, 2010.
- [24] 911Metallurgist, “Procesamiento de Mercurio,” 2018. .
- [25] A. Ballester Pérez, “Lixiviación del cinabrio mediante agentes complejantes en la metalurgia extractiva del mercurio,” Universidad complutense de Madrid, 2015.
- [26] Programa de las Naciones Unidas para el Medio Ambiente (PNUMA) and Ministerio de ambiente y desarrollo sostenible (MADS), “Sinopsis nacional de la minería aurífera artesanal y de pequeña escala,” Bogotá D.C., 2012.
- [27] D. A. Skoog, F. James Holler, and S. R. Crouch, *Principios de análisis instrumental*, 6ta. ed. CENGAGE Learning, 2007.
- [28] D. Buitrón O, D. Barona D, F. Iturra M, and J. León F, “Validación del método para la determinación de oro por ensayo al fuego combinado con espectrometría de absorción atómica en muestras geológicas mineras metalúrgicas,” *Rev. Esc. Ciencias Químicas*, vol. 23ND, 2021, doi: <https://doi.org/10.26807/ia.v9i1.188>.

- [29] J. C. Basilio Villanueva and S. Romero Astupiñan, "Optimización de la fusión de mineral, en el análisis cuantitativo del oro con determinación gravimétrica de un mineral sulfurado," Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2020.
- [30] C. E. Barrientos Rojas, "Evaluación de dos métodos de recuperación y refinación de los metales preciosos a nivel laboratorio a partir de los desperdicios con alto contenido de oro," Universidad de San Carlos de Guatemala, 2003.
- [31] F. U. Ortega Cuadra and M. A. Valdivia Gutiérrez, "Refinación de oro por disolución y precipitación selectiva a nivel de laboratorio en la empresa DESMINIC. S.A., Mina la Libertad, Chontales," Universidad Nacional de Ingeniería, 2014.
- [32] M. O. Bustamante Rúa, A. C. Gaviria Cartagena, and O. J. Restrepo Baena, "Concentración de Minerales," Medellín, 2008.
- [33] O. Hinojosa Carrasco, "Concentración gravimétrica de menas auríferas," *Rev. Met. UTO*, Jul. 2016.
- [34] H. I. C. Concha, "Estudio De La Concentracion Gravimetrica De Minerales Auriferos En Un Jig De Laboratorio," p. 95, 2007.
- [35] INGEOMINAS, "Manual de operación de la unidad de concentración de la planta piloto para el procesamiento de minerales ubicada en CORCALI," Santiago de Cali, 2001.
- [36] C. R. Brito Quezada and C. R. Fajardo LLivicura, "Análisis de alternativas para la concentración gravimétrica de Cu y Ag en relaves de flotación," Universidad del Azuay, 2019.
- [37] J. Vásquez Garcia, "Procesamiento de minerales auríferos: Técnicas para la extracción aurífera, procesos de cianuración y amalgamación," 1995.
- [38] F. K. Crundwell and S. A. Godorr, "A mathematical model of the leaching of gold in cyanide solutions," *Hydrometallurgy*, vol. 44, no. 1–2, pp. 147–162, 1997, doi: 10.1016/s0304-386x(96)00039-4.
- [39] H. Li, H. Long, L. Zhang, S. Yin, and S. Li, "Effectiveness of microwave-assisted thermal treatment in the extraction of gold in cyanide tailings, Journal of Hazardous Materials," *J. Hazard. Mater.*, vol. 384, 2020, doi: <https://doi.org/10.1016/j.jhazmat.2019.121456>.
- [40] H. D. Chilón Chilón and M. R. Mejía García, "Tratamiento de relaves de cianuración de concentrados refractarios para la recuperación de oro y plata en la zona de Calpa-Arequipa," Universidad Nacional Mayor de San Marcos, 2018.

- [41] C. Y. Yap and N. Mohamed, "An electrogenerative process for the recovery of gold from cyanide solutions," *Chemosphere*, vol. 67, no. 8, pp. 1502–1510, 2007, doi: <https://doi.org/10.1016/j.chemosphere.2006.12.017>.
- [42] G. Hilson and A. J. Monhemius, "Alternatives to cyanide in the gold mining industry: what prospects for the future?," *J. Clean. Prod.*, vol. 14, no. 12–13, pp. 1158–1167, 2006, doi: <https://doi.org/10.1016/j.jclepro.2004.09.005>.
- [43] J. A. Ruiz Córdoba, C. A. López Cañas, M. E. Carmona Arango, and W. H. Bolívar García, "Modelamiento estadístico y optimización del proceso de cianuración de un mineral aurífero," *Rev. Fac. Ing.*, vol. 28, no. 53, pp. 33–51, 2019.
- [44] A. R. Yeddou *et al.*, "Removal of cyanide in aqueous solution by oxidation with hydrogen peroxide in presence of copper-impregnated activated carbon. Minerals Engineering," *Miner. Eng.*, vol. 24, no. 8, pp. 788–793, 2011, doi: <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2011.02.012>.
- [45] M. Mariz Veiga and M. Correa Vélez, "Tecnologías alternativas para el beneficio del oro."
- [46] P. Leiva Gómez, "Degradación de cianuros mediante oxidación química en efluentes industriales," Universidad de Oviedo, 2012.
- [47] J. C. Riascos, "Modelización estadística de variables cualitativas: una introducción aplicada," *Rev. la Fac. Ciencias Económicas y Adm.*, vol. VI, no. 1–2, pp. 97–108, 2005.
- [48] L. M. Arce Lopez and F. de M. Cano Alpaca, "Importancia del pH en la recuperación de oro y plata en los Procesos de Cianuración," Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2015.
- [49] I. Wilkomirsky Fuica, R. Padilla Durán, and N. R. Rojas Reyes, "Recuperación de oro y plata desde residuos ferríticos mediante cianuración," Universidad de Concepción, 2003.
- [50] J. . Yáñez Traslaviña, I. . García Paez, J. . Pedraza Rosas, and D. Laverde Cataño, "Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar-Colombia), para la selección de los procesos de extracción," *Rev. Dyna*, vol. 72, no. 145, pp. 23–35, 2005.
- [51] S. Palacios C., "Lixiviación de menas auríferas con sales oxidantes en medio ácido mediante el proceso severo," *Rev. del Inst. Investig. la Fac. Geol. minas, Metal. y ciencias Geogr.*, vol. 5, no. 09, 2002.
- [52] G. Cáceres Arenas, "Impacto Ambiental de la minería del Oro," *Rev. Met. UTO*, vol. 22,

2001.

- [53] A. C. Gaviria C and L. A. Meza S, “Análisis de alternativas para la degradación del cianuro en efluentes líquidos y sólidos del municipio de Segovia, Antioquia y en la planta de beneficio de la empresa Mineros Nacionales, Municipio de Marmato, Caldas,” *Rev. Dyna*, vol. 149, pp. 31–44, 2006.