

Estudio experimental de la lixiviación de minerales auríferos utilizando un agente de extracción de oro como alternativa al uso del cianuro en la Empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S

Anderson Alveiro Quemag Cuaspud.

Universidad del Cauca
Facultad de Ciencias Naturales Exactas y de la Educación
Departamento de Física
Ingeniería Física
Popayán
2017

Estudio experimental de la lixiviación de minerales auríferos utilizando un agente de extracción de oro como alternativa al uso del cianuro en la Empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S

ANDERSON ALVEIRO QUEMAG CUASPUD.

Trabajo de grado para optar al título de Ingeniero Físico

Director
Dr. Willfrand Perez Urbano

Codirector
Ing. Nixon Hernández

Universidad del Cauca.
Facultad de Ciencias Naturales Exactas y de la Educación.
Departamento de Física.
Ingeniería Física.
Popayán
2017

Nota de aceptación:

El Director y los jurados han leído el presente documento, escucharon la sustentación del mismo por su autor y lo encuentran satisfactorio.

Director _____
Dr. Willfrand Pérez Urbano

Jurado _____
Dr. Sonia Gaona Jurado

Jurado _____
Msc. Luis Fernando Echeverri

Fecha de sustentación: Popayán, 25 de julio de 2017

“Somos lo que hacemos y lo hacemos para cambiar lo que somos”

Dedicatoria

A mi madre Ana Luz, en quien confío y es mi fortaleza.

A mi hermana Adriana Carolina, quien me apoya incondicionalmente en mis luchas y acompaña en los momentos de gloria.

A mi tío German Ramiro y mis abuelos Ligia y Segundo Tobías quienes son el soporte y un ejemplo de vida.

A quienes me han acompañado, se preocupan y sienten afecto por mí.

Agradecimientos

Al grupo de investigación GIMPRO por el apoyo y conseguir los enlaces con el sector industrial privado.

A mis profesores por enseñarme la disciplina y aportar en mi formación profesional y personal con su saber y experiencias de vida.

A Sociedad Minera del Sur, por darme la oportunidad de trabajar en su laboratorio y acogerme en su empresa.

Al personal de laboratorio de la planta de beneficio de minerales *Puchis* por su disposición de trabajo y acompañamiento en el desarrollo de esta investigación.

A mis compañeros de estudio por compartir su conocimiento y forjar en mí el espíritu de persistencia.

Resumen

El trabajo de investigación se desarrolló con el propósito de establecer un procedimiento experimental a nivel de laboratorio para el procesamiento, beneficio y recuperación de oro presente en el mineral de veta de la mina *San Espejito* en la empresa *Sociedad Minera del Sur S.A.S*, utilizando un agente de extracción de oro, como alternativa al uso del cianuro. Para tal, fin se tuvieron en cuenta las etapas de trituración, molienda, concentración y lixiviación (este último como tema central de la investigación).

Para el proceso de concentración de minerales sulfurosos, por método de flotación por espuma, fueron necesarias varias etapas de limpieza para elevar el valor del contenido de oro del concentrado mineral, para de esta forma justificar el uso de la técnica de lixiviación intensiva con una alta fuerza o concentración del agente lixivante.

En el proceso de lixiviación intensiva se planteó un diseño experimental estadístico del tipo factorial multinivel, tomando como variables del experimento la concentración del agente lixivante, el tiempo de lixiviación y el pH.

Los resultados obtenidos con respecto a la recuperación del metal precioso mostraron que el agente de extracción alternativo presenta excelentes características ya que para la disolución de oro requiere periodos cortos de tiempo (de 3 a 4 horas) comparados con los métodos tradicionales de cianuración aplicados al mineral de estudio, en los cuales se requieren tiempos de lixiviación mayores a 24 horas. Por otra parte, el diseño propuesto permitió tomar decisiones sobre la optimización del proceso regulando la relación costo beneficio y la cantidad de reactivos.

Además, los residuos del proceso hidrometalúrgico de lixiviación, mostraron concentraciones de cianuro libre de 391 ppm, por lo que estos residuos pueden ser tratados con mayor facilidad y posiblemente se necesite menor cantidad de sustancias químicas para la degradación u oxidación del cianuro antes de que dichos desechos sean emitidos al medio ambiente.

Por lo tanto, se puede afirmar que la propuesta enmarcada en este trabajo presenta la aplicación de una alternativa que permite la extracción del oro por el proceso de lixiviación intensiva bajo condiciones más favorables y menos contaminantes, mediante el empleo de un agente de extracción alternativo. Lo anterior es sin más intensidad que la de contribuir al desarrollo y mejoramiento de las técnicas existentes, como una opción distinta al uso del cianuro conocido tradicionalmente, además de facilitar el cumplimiento de los altos estándares ambientales.

Tabla de Contenidos

Capítulo 1.	<i>Introducción</i>	1
1.1	Generalidades de la planta de beneficio mineral	4
1.1.1	Ubicación geográfica	4
1.1.2	Vías de acceso	4
1.1.3	Reseña del proceso productivo	5
Capítulo 2.	<i>Procesos de beneficio y recuperación de metales</i>	10
2.1	Análisis granulométrico y representación de distribuciones de tamaño	11
2.2	Control metalúrgico	12
2.2.1	Formulario metalúrgico.....	12
2.2.2	Índices metalúrgicos	13
2.3	Procesos de conminución.....	15
2.3.1	Postulado de Bond	15
2.4	Trituración.....	16
2.5	Molienda	17
2.5.1	Variables operativas de los molinos	18
2.6	Concentración de minerales	21
2.6.1	Concentración gravimétrica.	21
2.6.2	Flotación por espuma	21
2.7	Lixiviación de minerales.....	24
2.7.1	Agentes lixiviantes comúnmente empleados en la hidrometalurgia.....	24
2.7.2	Métodos de lixiviación.....	25
2.7.3	Fundamentos de cianuración	25
2.7.4	Factores que afectan la cinética de la cianuración.....	26
2.8	Influencia de minerales en la lixiviación.	28
2.8.1	Minerales ricos en plata	29
2.8.2	Sulfuros de Hierro.....	30
2.8.3	Sulfuros de Arsénico.....	32
2.8.4	Sulfuros de Cobre	32
2.9	Lixiviación por cianuración intensiva.....	33
Capítulo 3.	<i>Determinación de la ruta de beneficio mineral y recuperación del oro</i>	35
3.1	Preparación del mineral	37
3.1.1	Caracterización geoquímica	37
3.1.2	Caracterización fisicoquímica	37
3.1.3	Caracterización metalúrgica	38
3.1.4	Concentración del mineral por método de flotación.....	39
3.1.5	Diseño experimental estadístico	39

Capítulo 4.	<i>Resultados y análisis</i>	41
4.1	Caracterización geoquímica	42
4.2	Caracterización fisicoquímica	42
4.3	Caracterización metalúrgica	45
4.4	Concentración del mineral	48
4.5	Resultados del diseño experimental estadístico para pruebas de lixiviación	50
4.5.1	Validación de supuestos	50
4.5.2	Análisis de varianza para el porcentaje de recuperación de oro	52
4.5.3	Coefficientes de regresión del modelo cuadrático para el porcentaje de recuperación de oro. 55	
4.5.4	Valoración económica del proceso de lixiviación	55
4.5.5	Optimización de la variable de respuesta	59
4.6	Análisis de residuos líquidos del proceso de lixiviación intensiva.	59
Capítulo 5.	<i>Conclusiones</i>	61
Capítulo 6.	<i>Recomendaciones</i>	63
Capítulo 7.	<i>Referencias</i>	65
Capítulo 8.	<i>Anexos</i>	69

Lista de tablas

<i>Tabla 1.</i>	Dosificación de reactivos para flotación	39
<i>Tabla 2.</i>	Factores y niveles del diseño de experimentos factorial 2^3	40
<i>Tabla 3.</i>	Orden de ejecución de pruebas	40
<i>Tabla 4.</i>	Tenores de oro y plata en la cabeza mineral	42
<i>Tabla 5.</i>	Densidad del mineral de la cabeza de flotación	43
<i>Tabla 6.</i>	Nivel de acidez del mineral	43
<i>Tabla 7.</i>	Retención de líquidos a distinta granulometría del mineral	44
<i>Tabla 8.</i>	Determinación cualitativa de sales solubles	44
<i>Tabla 9.</i>	Distribución granulométrica del mineral de alimento al molino	46
<i>Tabla 10.</i>	Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 10 minutos	46
<i>Tabla 11.</i>	Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 20 minutos	46
<i>Tabla 12.</i>	Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 30 minutos	47
<i>Tabla 13.</i>	Parámetros de la concentración del mineral	49
<i>Tabla 14.</i>	Índices metalúrgicos de la concentración del mineral	49
<i>Tabla 15.</i>	Resultados de lixiviación intensiva de Au	50
<i>Tabla 16.</i>	Análisis de varianza para % de recuperación de Au	52
<i>Tabla 17.</i>	Coefficientes de Regresión	55
<i>Tabla 18.</i>	Costo de reactivos de flotación para flotar una tonelada de mineral	58
<i>Tabla 19.</i>	Costo de reactivos para lixiviar una tonelada de mineral	58
<i>Tabla 20.</i>	Parámetros de operación de los equipos de flotación y agitación	58
<i>Tabla 21.</i>	Consumo de energía para procesar 20 kg de mineral	59
<i>Tabla 22.</i>	Parámetros óptimos para lograr máxima recuperación de oro en la prueba de lixiviación intensiva	59
<i>Tabla 23.</i>	% de recuperación de Au y concentración de CN en residuos de lixiviación	60

Lista de figuras

<i>Figura 1.</i>	Fases y actividades para el desarrollo del proyecto de investigación.	3
<i>Figura 2.</i>	Ubicación geográfica del Municipio de <i>Buenos Aires (Cauca)</i>	4
<i>Figura 3.</i>	<i>Mina San Espejito</i> , presencia de pirrotina.....	5
<i>Figura 4.</i>	Zona de conminución.....	6
<i>Figura 5.</i>	Concentrador Gravimétrico (<i>jig</i>). 1. Criba (Mesa), 2. Mecanismo diafragma - polea	7
<i>Figura 6.</i>	Representación Esquemática del proceso de flotación de minerales.....	8
<i>Figura 7.</i>	Zona de cianuración. Reactor.	9
<i>Figura 8.</i>	Esquema índices metalúrgicos en la evaluación de un proceso	14
<i>Figura 9.</i>	Esquema de fuerzas de una bola cuando el molino gira con velocidad crítica.	20
<i>Figura 10.</i>	Diagrama de potencial vs pH para Ag-S-H ₂ O a 25°C y 1 atm de presión.....	30
<i>Figura 11.</i>	Tipos de asociaciones de oro con minerales de sulfuros.....	31
<i>Figura 12.</i>	Procedimiento Experimental	36
<i>Figura 13.</i>	Sección del plano de la Mina San Espejito. Ubicación del punto de toma de la muestra.	37
<i>Figura 14.</i>	Distribución granulométrica de oro y plata en el mineral sulfurado	45
<i>Figura 15.</i>	Pasante acumulado vs tiempo de molienda.	47
<i>Figura 16.</i>	Curva de moliendabilidad del mineral de estudio para un D80	48
<i>Figura 17.</i>	Momentos del proceso de flotación por espuma.	49
<i>Figura 18.</i>	Gráfica de los residuales en función de los valores ajustados (predichos)	51
<i>Figura 19.</i>	Gráfica de los residuales en función del número de cada prueba	51
<i>Figura 20.</i>	Gráfica de la distribución de la probabilidad normal.....	52
<i>Figura 21.</i>	Diagrama de Pareto estandarizado para el porcentaje de recuperación de Oro.....	53
<i>Figura 22.</i>	Gráfica de efectos principales para el % de recuperación de Au	54
<i>Figura 23.</i>	Gráfica de interacción de factores para el porcentaje de recuperación de oro	54
<i>Figura 24.</i>	Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 11,0).....	56
<i>Figura 25.</i>	Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 12,0).....	56
<i>Figura 26.</i>	Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 11,0).....	57
<i>Figura 27.</i>	Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 12,0).....	57



Capítulo 1. *Introducción*

La metalurgia extractiva es la ciencia y tecnología de la extracción de los metales de sus fuentes naturales o de los materiales de reciclado y su preparación para usos prácticos [1]. Dentro de las metodologías de procesamiento se encuentra la lixiviación, proceso hidrometalúrgico para la disolución del oro, que es afectado por diversos factores y variables, como: pH, superficie específica, concentración de oxígeno, concentración de agente lixivante, tiempo de lixiviación, entre otras [2].

En Colombia, tradicionalmente la recuperación de oro y plata se realiza por medio de procesos artesanales, donde se utilizan elementos contaminantes como el mercurio y el plomo. En algunas regiones, como el caso de Buenos Aires Cauca, se han implementado procesos semi-industriales por medio de la lixiviación usando principalmente cianuro [2].

Existe toda una serie de menas problemáticas que no responden adecuadamente a la lixiviación con cianuro ya que logran extracciones bajas [3,4] y plantean problemas económicos. Conjuntamente este método genera riesgos que pueden causar un fuerte impacto negativo para el medio ambiente si las soluciones y/o residuos del proceso, con concentraciones de cianuro superiores a las establecidas, son depositadas, arrojadas o derramadas accidentalmente a suelos y drenajes naturales de agua, antes de ser desactivadas, afectando a las especies vegetales y animales.

A nivel mundial se ha realizado investigación y desarrollo sobre metodologías alternativas para el proceso de extracción de metales preciosos [5]. En contraste, en nuestro país, se encuentran pocos reportes sobre métodos alternativos, entre ellos, la amalgamación, la cloruración, la tiureación, entre otros [3, 4, 5], frente a los cuales, por su eficiencia, la cianuración es de preferencia.

Por el contrario, en nuestra región se encuentra escasa o nula información de estudios o investigaciones relacionadas con el tema. Por lo tanto, buscando alternativas para innovar en métodos de recuperación de oro e intentar ofrecer solución a algunos de los problemas mencionados, se identifica que es necesario realizar un estudio experimental del proceso de lixiviación de minerales auríferos con mineral de la mina de veta “*San Espejito*”¹, utilizando un *agente de extracción de oro*² como alternativa del actual proceso de lixiviación con cianuro empleado en la *Empresa Sociedad Minera del Sur (SMS) S.A.S.* En la *Figura 1* se presenta un esquema de las diferentes etapas seguidas para la consecución de este objetivo.

¹ La zona actualmente explotada de la mina “San Espejito” corresponde a un depósito de naturaleza hidrotermal de baja sulfuración, de temperatura intermedia rica en sulfuros polimetálicos con oro. La mineralización consiste en agregados de sulfuros polimetálicos constituidos principalmente por pirita, pirrotina y arsenopirita con cantidades menores de calcopirita, esfalerita y galena.

² El material fue suministrado por la empresa.

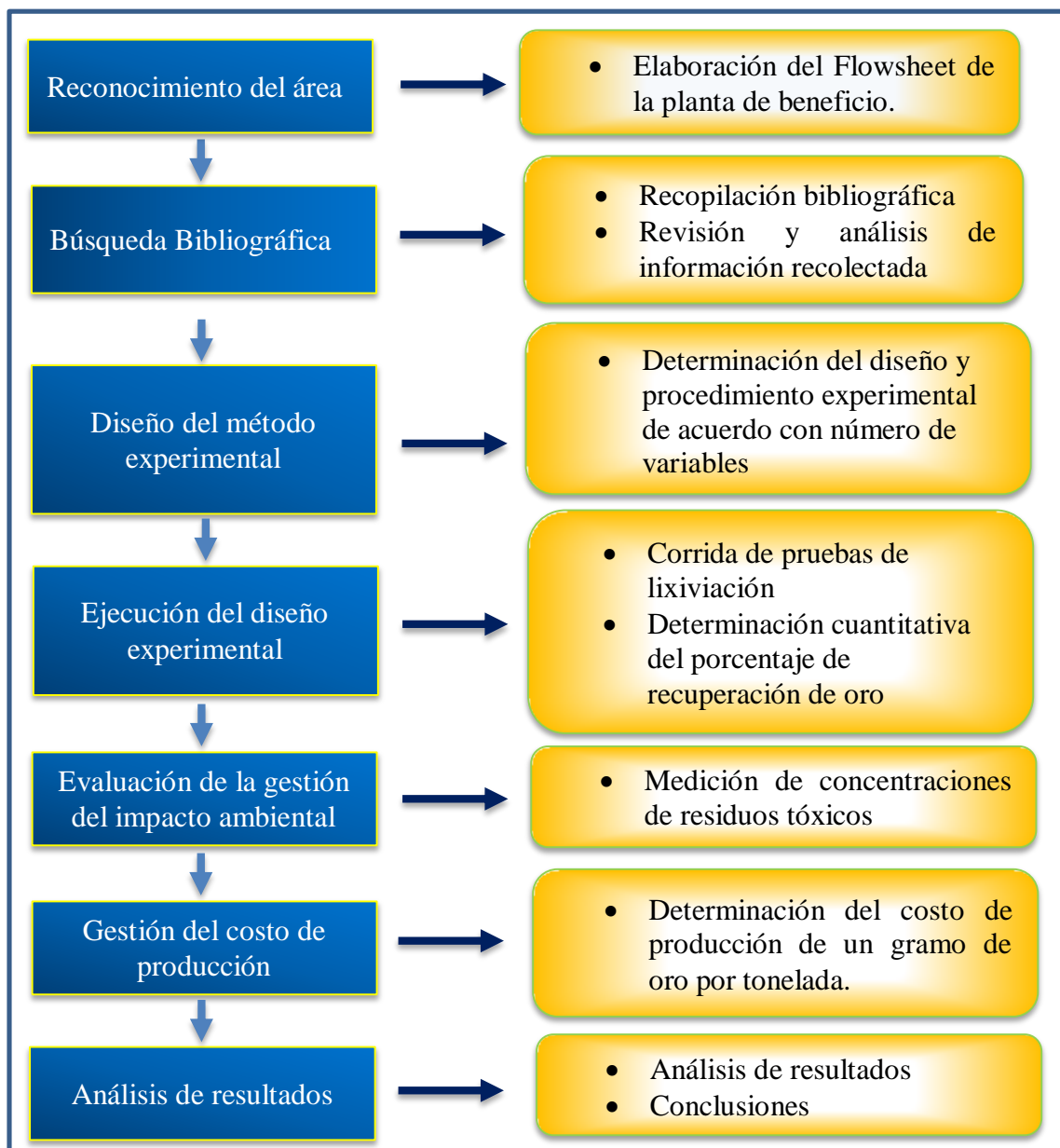


Figura 1. Fases y actividades para el desarrollo del proyecto de investigación.

1.1 Generalidades de la planta de beneficio mineral

1.1.1 Ubicación geográfica

Ubicado a 115 km al norte de la capital del *Cauca* (*Popayán*) se encuentra el municipio de *Buenos Aires*. Su área total es de 410 km². Su cabecera está localizada a los 03°01'08'' de latitud Norte y 76°38'37'' de longitud oeste. A 1.350 m sobre el nivel del mar. En la *Figura 2* se muestra el municipio de *Buenos Aires* (área en rojo de mayor extensión) sobre el mapa del departamento del *Cauca*



Figura 2. Ubicación geográfica del Municipio de *Buenos Aires* (*Cauca*)

1.1.2 Vías de acceso

La planta de beneficio de minerales auríferos *Puchis* se encuentra localizada en jurisdicción del municipio de *Buenos Aires*, sobre el flanco occidental del cerro *Santa Catalina (Teta)* ubicado aproximadamente 5 kilómetros al suroriente del casco urbano. La principal vía de acceso hacia la *Mina Puchis* es la carretera que de *Buenos Aires* conduce a *Suarez* por el corregimiento de *Honduras*. En el caserío de *Palo Blanco* se toma un desvío que conduce al río la *Teta* y accede directamente a la mina, en un trayecto de 2 kilómetros.

1.1.3 Reseña del proceso productivo

Las zonas de extracción y los procesos de beneficio y recuperación de minerales auríferos de SMS S.A.S, tales como conminución, flotación, cianuración y precipitación con polvo de zinc se describen a continuación.

➤ Zonas de Extracción

Dentro de la planta de beneficio “Puchis” se encuentra la mina de veta con el mismo nombre inactiva actualmente. El mineral que se procesa en la planta proviene de la mina de veta “San Espejito”. El acceso al frente de esta mina se hace horizontalmente avanzando 470 m desde la boca mina hasta el frente de explotación. Dentro del socavón las corrientes de agua subterránea son muy frecuentes.

Según el reporte geológico de mina *San Espejito*, la disposición geométrica, estructural, el arreglo cristalino, los minerales presentes y las alteraciones en la roca encajante permiten establecer que la zona actualmente explotada consiste en un depósito de naturaleza hidrotermal de baja sulfuración, de temperatura intermedia rica en sulfuros polimetálicos con oro [6].

La mineralización consta de agregados de sulfuros polimetálicos constituidos principalmente por pirita, pirrotina (*Figura 3*) y arsenopirita con cantidades menores de calcopirita, esfalerita y galena [6].



Figura 3. Mina San Espejito, presencia de pirrotina

➤ Zona de Conminución

En la zona de conminución hay una tolva de *blending* (donde se almacena el material grueso) seguida de una triturada de mandíbulas y un impactor que se encargan de la reducción del tamaño de las rocas. Una zaranda con abertura de malla de 10 milímetros

se utiliza para seleccionar el mineral que luego es conducido hasta la tolva de finos donde se almacena para dar paso a la molienda. Todo el material es transportado por las bandas b_i ($i: 1, 2, \dots, 6$) El mineral con un tamaño de partícula mayor a 5 milímetros se hace retornar al impactor, de modo que se crea un circuito cerrado, con el fin de garantizar un tamaño fino y uniforme de partícula. Seguidamente se encuentra un molino de bolas. En la *Figura 4* se muestra una representación esquemática del proceso de conminución.

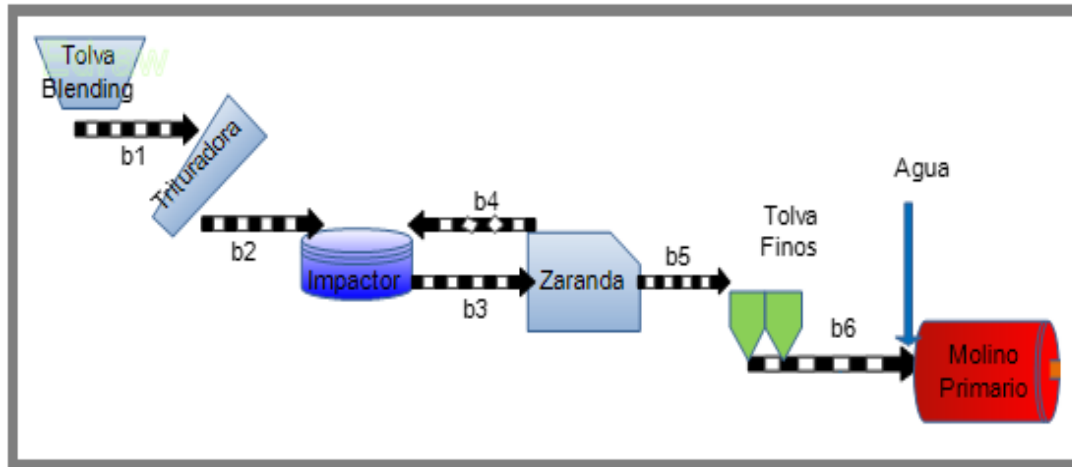


Figura 4. Zona de conminución.

➤ Zona de Concentración

La concentración gravimétrica se realiza en un concentrador *jig* (ver *Figura 5*), ubicado antes del proceso de flotación, el cual es alimentado por la carga circulante del molino primario y se utiliza con el fin de concentrar las especies densas (sulfuros) contenedoras o asociadas al oro. Esto se consigue a través de un mecanismo de diafragma y polea accionado por un motor eléctrico, que genera impulsos y un vacío parcial que produce la succión que levanta el medio de estratificación y el mineral. Los sulfuros se precipitan y son enviados a la caja de la bomba *Denver 5X4* (BD 5X4) de donde se impulsan hacia el estático dos (E2) y de ahí a la etapa de lixiviación. El resto de carga (material menos denso), se clasifica en un *hidrociclón* (HD 10) con el cual se consigue un circuito cerrado retornando las partículas gruesas al molino primario y las finas hacia el tanque de acondicionamiento de pulpa (A1) para la flotación. Ver *Figura 6*.



Figura 5. Concentrador Gravimétrico (*jig*). 1. Criba (Mesa), 2. Mecanismo diafragma - polea

Para obtener el concentrado general con alto contenido de sulfuros, a los cuales se asocia el oro y la plata, la concentración de minerales por flotación consta de las etapas *Rougher*, *Scavenger* y *Cleaner*. Del tanque A1 de la *Figura 6*, se envía carga a los tanques *Bulk* (B1, B2, B3, B4). En B1 se realiza la flotación *rougher* y el concentrado se transfiere al tanque acondicionar (Acond) donde también se recibe el concentrado que se recuperó en los tanques B2, B3 y B4 destinados para la flotación *scavenger*. Los tanques *cleaner* (CL1, CL2, CL3) están destinados a la limpieza del concentrado. Las colas de flotación se almacenan en el estático siete (E7) y luego se depositan en la relavera. El concentrado es el alimento o la cabeza del proceso de cianuración. El esquema de la *Figura 6* describe este proceso. En dicho circuito, las líneas en color amarillo representan el flujo del concentrado mineral, por las líneas más oscuras se transporta material con menor contenido de especies asociadas al oro, por lo que las colas (material idealmente sin valores de oro) se han representado con color café.

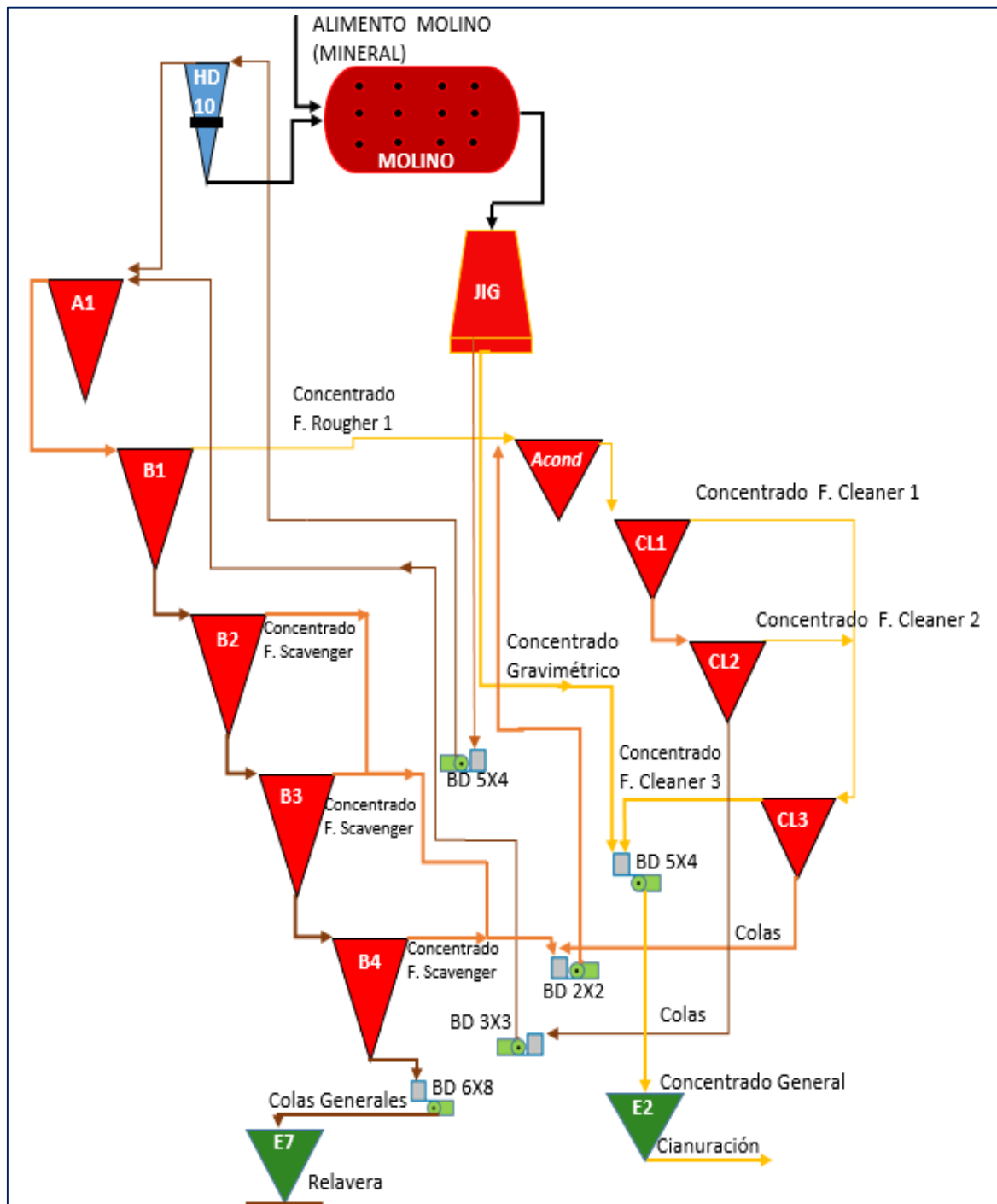


Figura 6. Representación Esquemática del proceso de flotación de minerales.

➤ Zona de Cianuración

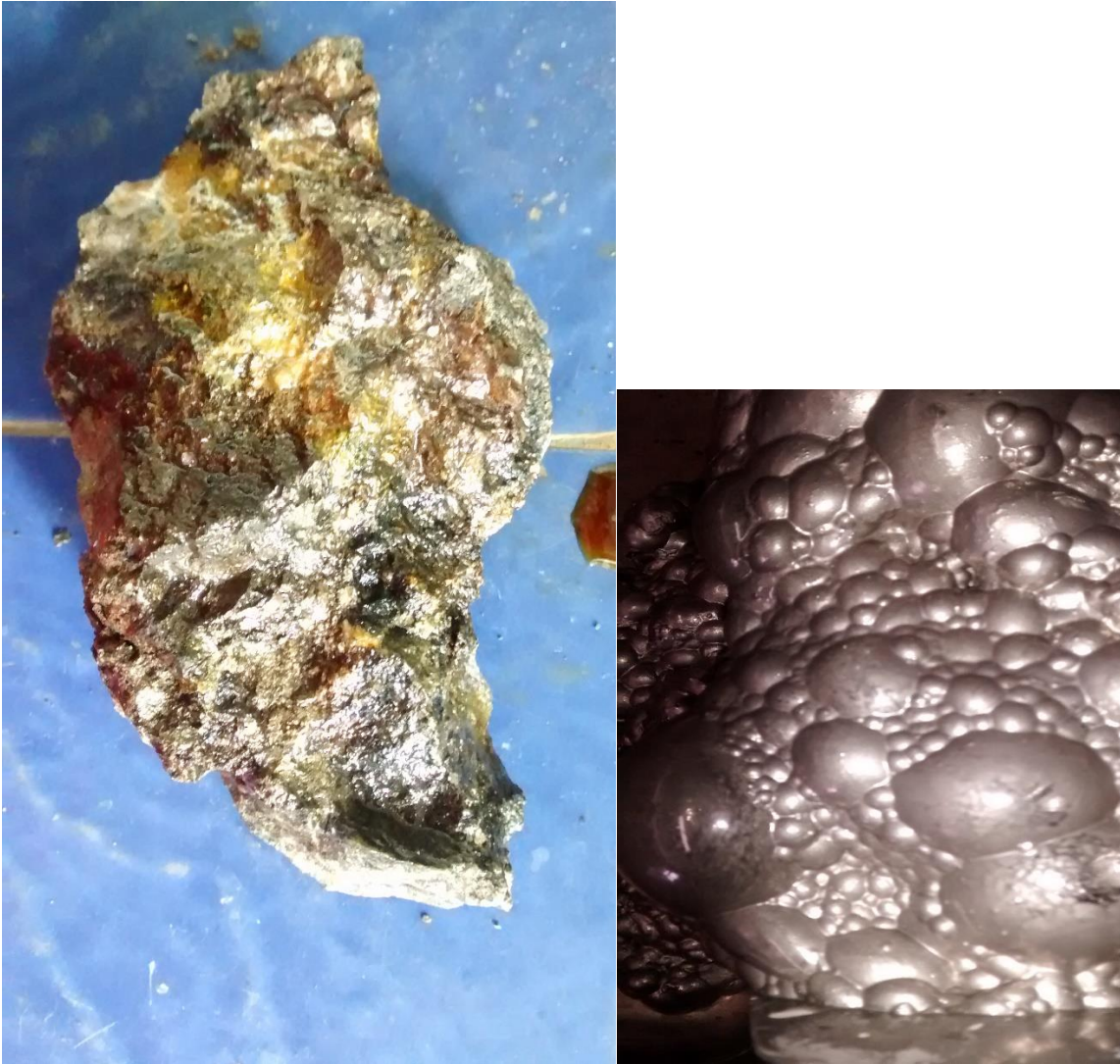
En la zona de cianuración se encuentra un tanque espesador para almacenar el concentrado general, el cual se transfiere al reactor de cianuración (*Figura 7*). En el reactor se lleva a cabo la cianuración y la solución rica que se obtiene se conduce, por medio de una bomba Denver, a la zona de precipitación.



Figura 7. Zona de cianuración. Reactor.

➤ Zona de Precipitación

La precipitación del metal precioso se realiza por medio del proceso Merrill Crown, y cuenta con tanques de clarificación de la solución rica, una torre de vacío, un cono y un filtro prensa donde se obtiene finalmente el precipitado.



Capítulo 2. *Procesos de beneficio y
recuperación de metales*

2.1 Análisis granulométrico y representación de distribuciones de tamaño

El tamaño o distribución de tamaños de las partículas es de gran importancia para las operaciones de concentración de minerales y en general para los procesos de beneficio de minerales.

Los tamaños de un conjunto de partículas suelen determinarse mediante un análisis granulométrico. Un análisis granulométrico completo consiste en hacer pasar un material (generalmente 500 gramos) representativo de la muestra original, por una serie de tamices comenzado por uno de menor número de mallas y concluyendo en el de mayor número. Si se usa Ro-tap (máquina tamizadora) se deberá sacudir la serie de tamices durante 15 minutos para minerales y 7 minutos para carbones.

La representación de los datos obtenidos por análisis granulométrico se presenta en una tabla que debe contener en la primera columna el número de malla, en la segunda columna la abertura de malla “x”, en la tercera los porcentajes en peso $f(x)$ del material retenido en cada malla, en la cuarta el porcentaje en peso acumulado $G(x)$ y en la quinta columna el porcentaje en peso acumulado pasante $F(x)$.

Las relaciones que se cumplen entre las cantidades mencionadas son

$$G(x) = \sum_{k=0}^n f(x_k) \quad (2.1)$$

$$F(x) + G(x) = 100 \quad (2.2)$$

Los resultados de un análisis granulométrico se pueden generalizar y cuantificar por expresiones matemáticas llamadas funciones de distribución de tamaño, que relacionan el tamaño de la partícula (la abertura del tamiz que retiene o dejar pasar la partícula), con un porcentaje en peso generalmente el acumulado o el pasante.

Las funciones se obtienen seleccionando el porcentaje en peso $f(x)$ como una expresión de la frecuencia con que un tamaño x aparece en el sistema de partículas. De este modo la expresión $f(x)dx$ será el porcentaje en peso de partículas con tamaños entre x y $x+dx$ como consecuencia, se cumple que la suma de los porcentajes en peso deberá ser 100% o

$$\int_0^{\infty} f(x)dx = 100 \quad (2.3)$$

dicha igualdad puede ser restringida a

$$F(x) = \int_0^x f(z)dz \quad (2.4)$$

donde $F(x)$ representa el porcentaje en peso de partículas con tamaños menores a x , en otras palabras, un porcentaje en peso acumulado pasante.

La relación entre $F(x)$ y $f(x)$ está dada por

$$f(x) = \frac{dF(x)}{dx} \quad (2.5)$$

que se obtiene derivando la ecuación (2.4)

Por otra parte, la integral

$$G(x) = \int_x^{\infty} f(z)dz \quad (2.6)$$

expresa un porcentaje en peso acumulado o el porcentaje en peso de todas las partículas de tamaño mayor a x . Esta expresión es una generalización de la ecuación (2.1), mientras que

$$F(x) + G(x) = \int_0^x f(z)dz + \int_x^{\infty} f(z)dz = 100 \quad (2.7)$$

es una generalización de la ecuación (2.2). En su trabajo, Iván Quiroz hace una descripción más amplia del análisis granulométrico [7].

2.2 Control metalúrgico

El control metalúrgico se lleva a cabo mediante la toma de muestras de distintas partes del circuito de la planta de beneficio de minerales. Con el análisis de estos muestreos se obtiene el contenido del metal, la distribución del tamaño de partícula y el contenido de agua u otros componentes en la pulpa mineral. Con estos datos técnicos y el empleo de ecuaciones o fórmulas de uso frecuente [8] se realiza el control metalúrgico.

2.2.1 Formulario metalúrgico

A continuación se explican algunos conceptos útiles y de aplicación para llevar a cabo el control metalúrgico.

Peso de pulpa³ (W_p): El peso de la pulpa se obtiene mediante la adición del peso de los sólidos o mineral seco (W_{ms}) y el peso del agua que componen la pulpa.

³ Se denomina pulpa a la mezcla de mineral molido o pulverizado con agua o una solución acuosa

$$W_p = W_{ms} + W_{H_2O} \quad (2.8)$$

Porcentaje de sólidos (S): Por definición el porcentaje de sólidos es la relación porcentual entre el peso de los sólidos y el peso de la pulpa

$$S = 100 \times \frac{W_{ms}}{W_p} \quad (2.9)$$

Gravedad específica (sg): Es la propiedad que compara la densidad de una sustancia con la densidad de otra sustancia tomada como referencia. También puede expresarse como la relación entre peso específico de una sustancia y el peso específico del agua a 4°C a 1 atm de presión.

Densidad de pulpas (ρ_p): La densidad de las pulpas de un mineral molido es un factor de vital importancia, ya que una vez establecida la densidad óptima, esta debe ser mantenida para cada unidad del proceso y operación. Esta variable puede determinarse directamente pesando un litro de pulpa o indirectamente mediante ciertos cálculos.

Teniendo en cuenta que la densidad del agua en la pulpa es igual a la unidad; es fácil determinar la densidad de la pulpa pesando un determinado volumen V de esta, esto es

$$\rho_p = \frac{W_p}{V} \quad (2.10)$$

Otra relación práctica para determinar la densidad de pulpa (en g/cm^3) es la establecida en la ecuación (2.11), que relaciona el porcentaje de sólidos y la gravedad específica del mineral

$$\rho_p = \frac{100}{100 - S(1 - \frac{1}{sg})} \quad (2.11)$$

2.2.2 Índices metalúrgicos

En el control metalúrgico además de los parámetros ya discutidos se debe conocer el tenor de mineral para la evaluación técnica del proceso mediante los índices metalúrgicos que son cantidades adimensionales que reflejan cuantitativamente la calidad de un proceso de concentración de minerales y/o lixiviación.

El término tenor, hace referencia a la relación existente entre la cantidad másica de la especie de interés y la cantidad másica de la mena. Este término es comúnmente empleado en la minería metálica. Puede expresarse en gramos útiles por tonelada de mena, miligramos por metro cubico, porcentaje, etc. De acuerdo con lo anterior

$$\text{Tenor} = \frac{\text{Cantidad de material de interes}}{\text{Cantidad total de mineral}}$$

El cálculo de los índices metalúrgicos, se basa en un balance de masa en el proceso, teniendo en cuenta el tonelaje y el tenor del mineral.

Si se realizara un balance macroscópico, se tendría:

$$\begin{aligned} \text{Flujo másico del mineral que entra} &= \text{Flujo másico del mineral que sale} \\ A &= B + C \end{aligned}$$

Si se realizara un balance microscópico, se tendría:

$$\begin{aligned} \text{Cantidad de mineral de interés que entra} &= \text{Cantidad de mineral de interés que sale} \\ Aa &= Bb + Cc \end{aligned}$$

Donde A representa las toneladas del mineral que alimentan el proceso, B las toneladas del material denominado producto y C la toneladas del material de desecho o colas del proceso. Las letras en minúscula son el tenor del mineral correspondiente a A, B y C.

El esquema de la *Figura 8* ilustra estos conceptos. El rectángulo en color azul representa el proceso de flotación y/o lixiviación. El alimento del proceso sigue el sentido de la flecha en color verde, y es lo que entra al proceso, después del debido tratamiento se generan dos salidas, una es el producto (en el caso de la flotación, el concentrado) y la otra son las colas. En todos los casos se mide el tonelaje y el tenor a la entrada y salidas del proceso para realizar el respectivo balance.

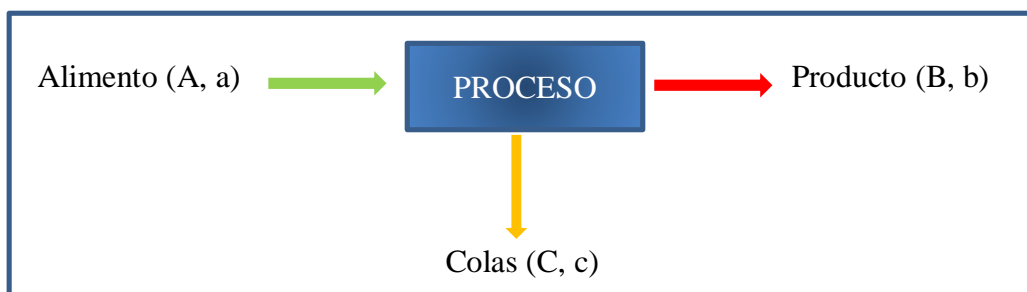


Figura 8. Esquema índices metalúrgicos en la evaluación de un proceso

Con base en lo anterior, se pueden establecer relaciones que permiten determinar la razón de enriquecimiento K_c y el porcentaje de recuperación del mineral de interés en función de masas y tenores, esto es:

$$K_c = \frac{A}{B} = \frac{b - c}{a - c} \quad (2.12)$$

y

$$\%Recup = 100 \times \frac{bB}{aA} = 100 \times \frac{b(a-c)}{a(b-c)} \quad (2.13)$$

2.3 Procesos de conminución

Fred Bond, investigador que durante los años sesenta hizo mayores aportes sobre la conminución, la define como “el proceso en el cual la energía cinética de una máquina u objeto es transferida a un material produciendo en él, fricciones internas y calor que originan su ruptura [9]. Dicho de otro modo, este término hace referencia a la disminución de tamaño de cuerpos (rocas) de gran tamaño en fragmentos pequeños.

En la mayoría de los casos la conminución representa un alto consumo energético, pero se justifica ya que es de gran importancia debido a que permite liberar los minerales valiosos de los estériles y preparar la superficie y el tamaño de partícula para procesos posteriores de concentración y/o lixiviación.

Las teorías desarrolladas para explicar el proceso de conminución son de carácter empírico, aproximaciones a casos determinados, y no leyes de carácter general. Los postulados son: el postulado de Rittinger, cuya ecuación es una buena aproximación para los casos en los cuales la conminución se realiza sobre tamaños gruesos; el postulado de Kick, en el que se plantea un modelo demasiado simplificado porque considera que la energía entregada, por ejemplo a un molino, se transforma sólo en deformación de los sólidos, lo cual no concuerda con hechos experimentales que muestran la producción de calor y sonido en proporciones considerables, y el postulado de Bond que a pesar de carecer de un sustento teórico se considera un excelente logro empírico [10]. A continuación se detalla este último postulado.

2.3.1 Postulado de Bond

En 1950, en la llamada Tercera Teoría de Bond, se establece una relación entre la energía consumida y los tamaños antes y después del proceso que permite explicar consumos energéticos aplicados a procesos de conminución industrial, los cuales no fueron predichos por las relaciones de Kick y Rittinger.

La teoría de Bond debía cumplir con los siguientes lineamientos [10].

- Dar resultados convincentes para todas las operaciones de conminución para todos los materiales y para todos los tipos de máquina. Es decir que debía predecir las diferentes características de ruptura de distintos materiales sobre diversos rangos de tamaño y en diferentes máquinas.

- Debía ponerse a prueba y concordar con resultados obtenidos de plantas industriales, así mismo la correlación entre resultados de planta y laboratorio deberían lograrse mediante un parámetro llamado “índice de trabajo” o work index (w_i), el cual podía calcularse conociendo la energía entregada y los análisis granulométricos del alimento y el producto.
- Conociendo el w_i podría calcularse la energía necesaria para lograr diferentes tamaños de reducción.

Los principios de la teoría de Bond son los siguientes:

Primer Principio: “Ya que se debe entregar energía para reducir tamaño, todas las partículas de un tamaño finito tendrán un nivel de energía al cual se deberá añadir la energía entregada en la conminución para obtener el nivel de energía de los productos. Solo una partícula de tamaño infinito tendrá un nivel de energía cero”

Segundo Principio: “El consumo de energía para la reducción de tamaño depende de la longitud de nuevas grietas formadas. Como la longitud de la grieta es proporcional a la raíz cuadrada de la nueva superficie producida, la energía específica requerida es inversamente proporcional a la raíz cuadrada del diámetro de partícula del producto menos la raíz cuadrada del diámetro de partícula del alimento”.

Tercer Principio: “La falla más débil del material determina el esfuerzo de ruptura pero no su w_i , el cual es determinado por la distribución de fallas en todo el rango del tamaño involucrado y correspondería al promedio de ellas”

La construcción de la fórmula de Bond que permite calcular la energía w necesaria para reducir un material desde un tamaño original F hasta un producto de tamaño P , conociendo el w_i , se obtiene a partir de la aplicación de sus tres principios y en base a resultados experimentales. La ecuación (2.14) es el resultado de sus investigaciones.

$$w = w_i \left(\frac{10}{\sqrt{P}} - \frac{10}{\sqrt{F}} \right) \quad (2.14)$$

F y P pueden calcularse del análisis granulométrico, eligiendo un tamaño de partícula correspondiente al 80% de pasante acumulado de la distribución. F y P se hallan graficando los datos de $F(x)$, porcentaje acumulado pasante, en función de los tamaños de abertura de malla x en escalas logarítmicas o semi logarítmicas.

2.4 Trituración

La trituración es una operación que consiste en la reducción de tamaño de rocas grandes a fragmentos de $1/4''$ a $3/4''$ utilizando fuerzas de compresión y, en menor proporción, fuerzas de fricción, flexión, cizallamiento u otras.

Las máquinas utilizadas para tal fin se muevan a velocidad baja ó media y consumen una considerable cantidad de energía, parte de la cual se transforma en calor y sonido, por lo que la eficiencia de las máquinas de trituración se consideraba inferior con respecto a la eficiencia obtenida en molienda. Posteriormente se encontró (Bergstrom, 1950) que esta tendencia era inversa, atribuyendo mayor eficiencia a la trituración con respecto a la molienda al observar que el ambiente de fragmentación era fundamental en la producción de finos. De esta forma, al fragmentar esferas contenidas en gelatina y en aire se obtuvieron distribuciones granulométricas con marcadas diferencias entre ambos casos. Estos hechos marcaron nuevos lineamientos en el proceso de reducción de tamaño de minerales, de tal forma que los circuitos de reducción de tamaño tendrían que ser diseñados para obtener los tamaños más finos posibles en la trituración para luego en la molienda poder reducir los elevados consumos energéticos.

2.5 Molienda

La molienda es la etapa previa a los procesos de separación gravimétrica, flotación, lixiviación, entre otros, y comprende la reducción de tamaños en rangos finos, de modo que las características del mineral (tamaño de liberación, tamaño de partícula o propiedades superficiales) sean las adecuadas.

Generalmente se utilizan cilindros rotatorios revestidos en su interior con forros fabricados con materiales resistentes y son cargados a una fracción de su volumen total útil con mineral y barras o bolas de acero que generan las fuerzas de impacto sobre el mineral para reducir su tamaño.

Se puede realizar la molienda bien sea en seco o en húmedo. La molienda en seco exige materiales con un máximo de humedad del 7%. Una molienda en húmedo requiere de una pulpa con un porcentaje de sólidos entre el 50 y 60 %. En cualquiera de los casos los costos energéticos son elevados.

Existen varios tipos de molinos cilíndricos que, de acuerdo con el medio de molienda que emplean, pueden clasificarse en molinos de barras, molinos de bolas, molinos autógenos y molinos de guijarros.

Los molinos de barras son útiles para moler productos de circuitos de trituración terciaria y en algunos casos pueden reemplazar las etapas de trituración terciaria. Los molinos de bolas suelen utilizarse en circuitos cerrados con un clasificador, aunque pueden operar en circuito abierto. Los molinos que utilizan como medio de molienda el material grueso del mismo mineral, pertenecen al tipo de molino autógeno.

2.5.1 Variables operativas de los molinos

Entre algunas de las variables de operación de los molinos están los medios de molienda, la carga del medio de molienda y el volumen de llenado, el tamaño de la bola de reemplazo y la velocidad de operación, cada una de ellas se describe a continuación.

➤ Medios de molienda

Principalmente se utilizan como medios de molienda las bolas, los rodillos o barras y guijarros (usados en la industria de los no metálicos). La elección del medio de molienda dependerá de las características deseadas del producto. Las barras son utilizadas cuando se requiere producir una mínima cantidad de tamaños finos. Para obtener mayores cantidades de tamaños finos es más factible utilizar bolas como medio de molienda ya que la superficie por unidad de volumen es mayor que la de las barras y tiene igual movilidad en todas las direcciones. La diferencia entre los productos de molinos de barras y bolas, radica en el tamaño y uniformidad de estos, obteniendo productos gruesos y uniformes para los primeros y finos y en un amplio rango de tamaños para los segundos.

➤ Carga del medio de molienda y volumen de llenado

La carga del medio de molienda estará en función del volumen que ocupará en el molino. La fracción del volumen del molino que ocupará el medio de molienda será la razón $V_p = V_B/V$, donde V_B es el volumen del medio de molienda y V el volumen del molino. Dicha fracción es un parámetro que permite optimizar la molienda y generalmente se toma un valor de V_p entre 0,40 y 0,50.

De acuerdo con algunas consideraciones y teniendo en cuenta el volumen del cilindro con diámetro D y longitud L , ambos en pies, F. Bond indicó que la carga del medio de molienda para el molino de bolas podía ser calculada a partir de la siguiente ecuación

$$C_w = 0,821 D^2 L V_p C_d \quad (2.15)$$

Donde

C_w : Carga del medio de molienda, se expresa en libras.

C_d : densidad aparente que considera los espacios vacíos entre barras y bolas, en lb/pt^3

El valor de C_d depende del medio de molienda y de la porosidad de los arreglos de bolas. Para el caso de bolas de acero la densidad es de 7,85 g/cc y se considera una porosidad de 0,4, de modo que la densidad aparente sería

$$C_d = 7,85 \frac{g}{cc} * (1 - 0,4) * 62,4 \frac{lb}{pt^3} = 293 lb/pt^3 \quad (2.16)$$

➤ **Tamaño de la bola de reemplazo**

El término *tamaño de la bola de reemplazo* hace alusión al diámetro de la bola que será necesario cargar periódicamente al molino para compensar el desgaste originado por la molienda. Este puede ser calculado usando las fórmulas de F. Bond, así

$$B = \left(\frac{F_{80}}{K_1} \right)^{1/2} \left(\frac{w_i \rho}{C_s \sqrt{D}} \right)^{1/3} \quad (2.17)$$

Donde

B: Diámetro de la bola de reemplazo

F₈₀: Tamaño de partícula correspondiente al 80% pasante del material que alimenta al molino (micrones)

ρ: Densidad específica del mineral (g/cc)

w_i: Índice de trabajo (kW-h/t)

C_s: Porcentaje de velocidad crítica del molino

D: Diámetro del molino (pies)

K₁: Constante. Su valor para medio de molienda húmedo – circuito abierto es 350

El tamaño de la bola de reemplazo es el mayor diámetro de bola que puede contener el molino y es, en teoría, el único con el que se debería cargar el molino, sin embargo, a partir de experiencias y algunos estudios prácticos, se ha encontrado que resulta conveniente cargar el molino con 2 o más tamaños de bola de reemplazo.

Utilizando la ecuación de F. Bond para determinar el tamaño de la bola de reemplazo para cargar un molino en operación continua, se establecerá un equilibrio en la distribución de tamaños de bolas que se aproxima a una distribución continua, la cual se expresa por la siguiente ecuación

$$Y = 100(d/B)^{3.81} \quad (2.18)$$

donde

Y: Porcentaje en peso acumulado de bolas que tiene un diámetro inferior a *d*. Dicha función de equilibrio se alcanza sólo cuando el molino ha operado por un lapso de tiempo considerable, más sin embargo puede ser utilizada para determinar la distribución inicial de la carga de bolas de un molino.

➤ **Velocidad de operación de los molinos**

El parámetro que define la velocidad de operación de un molino *C_s*, se obtiene a partir de un porcentaje al relacionar la velocidad angular *N* del molino en rpm con la velocidad crítica del molino *N_c*, en rpm.

$$C_s = 100 \frac{N}{N_c} \quad (2.19)$$

La *Figura 9* es la representación de un molino en movimiento justo cuando una bola ha “equilibrado” su peso con la fuerza centrífuga producto del movimiento de rotación del molino. N_c es la velocidad angular a la cual se consigue dicho equilibrio.

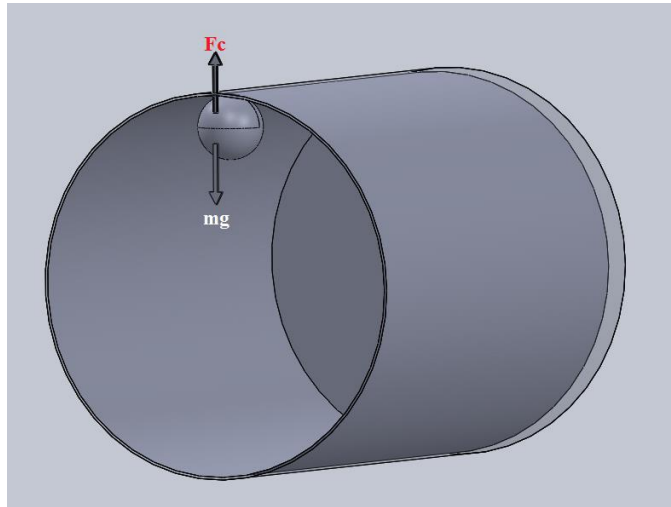


Figura 9. Esquema de fuerzas de una bola cuando el molino gira con velocidad crítica.

De acuerdo con el esquema de la *Figura 9* se tiene

$$\sum F = ma_c \quad (2.20)$$

$$mg = m \frac{v^2}{R - r} \quad (2.21)$$

Donde

m : Masa de la bola

a_c : Aceleración centrípeta de la bola

v : Velocidad tangencial de la bola

$R - r$: Radio de giro de la bola que puede ser expresado como el radio R del molino menos el radio r de la bola (ambos en metros)

g : Aceleración de la gravedad $9,8 \text{ m/s}^2$

Suponiendo que el diámetro del molino es mucho mayor que el de la bola, se puede desprestigiar el valor de r , además, la velocidad angular del molino puede ponerse en

función de la frecuencia (número que vueltas que da el molino por minuto), con lo que se obtiene

$$f = N_c = \frac{42.3}{\sqrt{D}} \quad (2.22)$$

La velocidad crítica del molino N_c tendrá el mismo valor que el de la frecuencia crítica f . La velocidad de operación N del molino oscila en un rango entre el 60 y 80% de la velocidad crítica N_c , en este rango se produce la mayor energía cinética de la bola durante el impacto.

2.6 Concentración de minerales

La concentración de minerales utiliza diferentes métodos para separar las partículas sólidas de intereses de aquellas que no los son. Los métodos de concentración de minerales que se explicaran son el de concentración gravimétrica y el proceso hidrometalúrgico de flotación por espuma.

2.6.1 Concentración gravimétrica.

El principio en el que se basa la concentración gravimétrica es en la diferencia del peso específico entre partículas minerales. Es un método para separar partículas minerales, por las diferencias en movimiento en respuesta a las acciones que ejercen sobre ellas simultáneamente la gravedad y/u otras fuerzas (empuje y fricción) [11].

Actualmente la separación y concentración por gravedad se emplea para realizar tratamientos de beneficio a una gran variedad de minerales metálicos: galena, casiterita, cromita, blenda, pirita, oro, entre otros. El procedimiento se puede emplear en etapas previas al proceso de flotación. Se realiza para el beneficio de minerales con tamaños de partícula representativos, superiores a los manejables y requeridos en flotación. El proceso se aplica si existe cierta diferencia de densidades entre las fracciones de minerales o rocas que se pretenden separar. La separación se realiza en un fluido o medio de concentración que puede ser agua o un medio de mayor densidad. El movimiento de las partículas que se encuentran dentro de un fluido para la concentración gravimétrica se realiza bajo condiciones newtonianas y es afectado por su densidad relativa y su tamaño. La razón entre densidades indica el grado de facilidad de separación de las fracciones minerales y el rango de tamaños a los que es aplicable la técnica [12].

2.6.2 Flotación por espuma

Alexander Sutulov, en su libro titulado “Flotación de Minerales”, define a la flotación como “el proceso de separación de materias de distinto origen desde sus pulpas acuosas, por medio de burbujas de gas y a base de sus propiedades hidrofóbicas e hidrofílicas”. Este proceso es aplicado a gran escala en la concentración de ciertos minerales metálicos,

no ferrosos, como también sulfuros, óxidos o carbones, como una etapa previa a la producción de metales.

La flotación de sulfuros, según como lo señala Jan Leja [13], en algunos casos, es más recomendable llevarse a cabo con un tamaño de partícula por debajo de 300 micrones, siendo este el parámetro limitante para la adhesión entre partícula burbuja. La flotación de sulfuros minerales llega a ser menos efectiva cuando el tamaño de partícula que ha sido reducido por molienda está por debajo de aproximadamente 10 micrones. [13]. Otros autores (Quiroz Iván) sugieren que el tamaño de partícula permitido para la flotación por espuma de minerales debe estar en un rango de 5 a 400 micrones. Estos parámetros dependen del tipo de minerales que se vaya a concentrar y es más aconsejable para aquellos de tipo oxidados.

Se recomienda llevar a cabo la flotación con la granulometría más gruesa posible por las siguientes razones:

- Evitar la formación de lamas
- Garantizar menor tiempo de retención del oro en el circuito molienda-flotación ya que el oro pierde flotabilidad debido a las aleaciones con otros metales.
- Agotar las espumas para obtener mayor recuperación.

En la flotación se consideran tres fases: sólida, líquida y gaseosa, donde generalmente la primera es variante, en tanto que las otras son invariantes.

La fase sólida comprende materias (minerales) que se preparan en agua, con pulpas de hasta un 40% en sólidos. Pueden existir dos tipos de minerales; los de tipo apolar que pueden considerarse como químicamente inactivos y son compuestos hidrofóbicos (no reaccionan con los dipolos del agua), y los de tipo polar que poseen actividad química y son compuestos hidrofílicos.

La fase líquida está constituida por agua debido a que sus propiedades polares le dan la característica de un solvente fuerte y son la causa de la hidratación de los iones en soluciones acuosas. Una especie o materia eléctricamente inactiva no puede mojarse, debido a que no posee polaridad o enlaces libres y no puede atraer moléculas de agua, cuyos enlaces entre sí son más fuertes, en cambio, materias polares se hidratan rápidamente.

Por último, la fase gaseosa se da por inyección de gas, normalmente aire, que puede ser neumática o mecánica y que permite la formación de burbujas para la adherencia de partículas sólidas. La función del aire en flotación es a nivel químico y también sirve como medio de transporte de las partículas de mineral hasta la superficie de la pulpa. Cuando el gas se adhiere la superficie del mineral posee actividad química favoreciendo la oxidación y permitiendo la flotación de especies puras de ciertos minerales y metales nativos. Las burbujas de aire se fijan directamente sobre las superficies de las partículas

de mineral solo si este ha adsorbido cierta cantidad de gas, principalmente oxígeno, que contribuye a su hidrofobicidad. En general, las partículas hidrofóbicas son aerofílicas, es decir, más activas en la adsorción de oxígeno que las partículas hidrofóbicas.

➤ **Reactivos de flotación**

Los reactivos que generalmente se utilizan en la flotación y que son de mayor importancia son los modificadores, los colectores y espumantes [14].

➤ **Modificadores**

Este tipo de reactivos preparan la superficie del mineral para la adsorción de reactivos. Regula las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumenta su selectividad. Existen modificadores de pH los cuales son ácidos y bases inorgánicas que influyen en el potencial electrocinético y en la película hidratada del mineral por mecanismo iónico. Los llamados activadores favorecen la formación de superficies hidrofóbicas, en cambio los depresores favorecen la hidratación de superficies minerales evitando así su flotación. El recubrimiento de lama es un ejemplo de una forma de depresión que se presenta naturalmente. En una mena triturada y molida las lamas dificultan la flotación, ya que recubren a las partículas de mineral, retardando la adsorción del colector [15].

➤ **Colectores**

Los colectores, compuestos orgánicos de carácter heteropolar, proporcionan propiedades hidrofóbicas a las superficies de los minerales. Según la forma como se disocian en el agua se conocen colectores aniónicos y catiónicos. Los de la primera clase dejan en la solución un catión que puede ser de sodio, potasio, calcio o hidrógeno. Los de la segunda clase, al disociarse los radicales con nitrógeno (primario, secundario, terciario, cuaternario) forman el catión, mientras que el anión es un hidroxilo. También pueden clasificarse de acuerdo con su grupo polar o apolar.

➤ **Espumantes**

Los espumantes permiten la formación de una espuma estable, de tamaño de burbuja, adecuado para llevar los minerales al concentrado. Es un reactivo tenso-activo (de carácter heteropolar) que se adsorbe selectivamente en la interfaz gas-líquido para formar una espuma estable.

Estos reactivos se obtienen de sustancias naturales por destilación, como por ejemplo ácido cresílico, aceite de pino, aceite de eucalipto.

2.7 Lixiviación de minerales

La lixiviación es un proceso hidrometalúrgico que trata sobre la disolución selectiva del componente valioso en el agente lixiviante. Los metales pueden obtenerse de la solución rica en una forma pura. La mayoría de los procesos de lixiviación pueden llevarse a temperatura ambiente evitando el consumo de grandes cantidades de combustible, pero esta es una de las razones por la que la cinética de este proceso es relativamente baja.

2.7.1 Agentes lixiviantes comúnmente empleados en la hidrometalurgia

La escogencia de un agente lixiviante adecuado está en función de varios factores

- Carácter químico y físico del material a ser lixiviado.
- Costo del reactivo
- Acción corrosiva del reactivo y consecuentemente los materiales de construcción
- Selectividad para el constituyente a ser lixiviado.
- Capacidad para ser regenerado

La selectividad de un agente lixiviante hacia un mineral particular en una mena depende de:

- Concentración del agente lixiviante.
- Temperatura
- Tiempo de contacto

Los agentes lixiviantes comúnmente empleados son los siguientes:

- a. Agua.
- b. Soluciones de sales acuosas
 - Sulfato férrico: para la lixiviación de sulfuros minerales.
 - Cloruro de sodio: para lixiviar PbSO_4 .
 - Cianuro de sodio: usado para la lixiviación de oro y plata.
 - Sulfuro de sodio: para la lixiviación de AgCl producido por tostación.
- c. Ácidos
 - Ácido sulfúrico
- d. Bases
 - Hidróxido de sodio: usado para disolver aluminio de bauxitas.
 - Hidróxido de amonio: útil en la extracción de metales como Cu y Ni que forman anuros solubles con sus menas.

2.7.2 Métodos de lixiviación.

Se deben considerar ciertos factores para la elección del método de lixiviación, estos factores son:

- a. El tenor de la mena
- b. La facilidad con la cual los minerales valiosos se disuelven en un reactivo deseado (tiempo de contacto mineral-agente lixivante).

De acuerdo con esto los métodos de lixiviación pueden clasificarse en:

- Lixiviación in situ [16], que se lleva a cabo en el mismo depósito mineral.
- Lixiviación en botaderos [17], la disolución de metales valiosos se practica en estériles o materiales de respaldo (por debajo del tenor crítico requerido para concentración) que se desechan en la operación normal de la mina
- Lixiviación en canchas o pilas, el mineral a ser tratado se apila en forma de pirámides truncadas sobre una cancha previamente preparada para la recolección de la solución rica en el metal disuelto. La disolución de los valores metálicos es a partir de minerales con tenores mayores a los tratados en botaderos.
- Lixiviación por percolación, aquí la solución lixivante se percola hacia arriba o hacia abajo a través del mineral que se ha triturado y se ha colocado en tanques. Este proceso es adecuado para minerales porosos y arenosos y es inaplicable a minerales que tienden a compactarse en masas impermeables.
- Lixiviación por agitación, este método es apropiado para minerales de alto tenor, o bien concentrados y calcinados, son generalmente preparados para lixiviación por la molienda del mineral en agua para minimizar los polvos y producir el tamaño óptimo de partículas. El agente lixivante se agrega a la pulpa y se agita continuamente. A diferencia de la percolación que lleva días, el método por agitación requiere de horas.

La agitación puede ser mecánica, con aire comprimido o una agitación mecánica combinada con aire.

2.7.3 Fundamentos de cianuración

Los cianuros más importantes utilizados para la cianuración son el cianuro de potasio y el cianuro de sodio. En los procesos de esta naturaleza puede presentarse la hidrólisis del cianuro en agua y producir gas cianhídrico. La hidrólisis puede retardarse mediante la adición de cal, que además de evitar la pérdida de cianuro también permite neutralizar cualquier constituyente ácido del mineral.

➤ **Disolución de metales preciosos**

En su forma más simple, la reacción para la disolución de oro metálico en una solución diluida de cianuro es:



En la práctica se ha observado que el oro no se disuelve sin aireación. Resultados han demostrado que la ecuación de Elsner la reacción continua hasta que prácticamente el cianuro es consumido en su totalidad o todo el metal es disuelto.



2.7.4 Factores que afectan la cinética de la cianuración

➤ **Efecto de la concentración de cianuro**

La velocidad de disolución del oro aumenta linealmente con la concentración de cianuro hasta alcanzar un máximo, después, un incremento en la concentración de cianuro no disuelve más oro debido a la hidrólisis del ion cianuro a causa del aumento de pH.

De acuerdo con JS Mac Laurin, la rapidez de la disolución del oro en las soluciones de cianuro, alcanza un máximo pasando de soluciones concentradas a diluidas. En su investigación encontró que este máximo se alcanzaba a una concentración de 0,25% de KCN en solución, o un equivalente a 0,19% de NaCN. Christy encontró que las soluciones más débiles que 0,001% de KCN no disuelven el oro. While encontró que la velocidad máxima de disolución es cuando la concentración de la solución es de 0,027% KCN o 0,020% de NaCN y cuando dicha solución está saturada de oxígeno.

➤ **Efecto del oxígeno sobre la disolución de oro**

El uso de oxígeno o de un agente oxidante es indispensable para la disolución del oro bajo condiciones normales de cianuración. Los agentes oxidantes, tales como el permanganato de potasio, peróxido de sodio, bromo y cloro fueron usados en el pasado con relativo éxito, pero debido al costo de estos reactivos y las complicaciones que su uso implicaba, actualmente ya no se usan.

Barsky, Swainson y Hedley determinaron la velocidad de disolución del oro en soluciones de 0,10% de NaCN usando nitrógeno, oxígeno y mezclas de ambos. Las pruebas se efectuaron sobre 100 cc de solución de cianuro a 25°C de temperatura y con iguales volúmenes de gas para cada prueba. La siguiente tabla muestra los resultados.

OXIGENO (%)	DISOLUCIÓN DE ORO (mg/cm ² /hora)
0	0,04
9,6	1,03
20,9	2,36
60,1	7,62
99,5	12,62

Además de esto, para bajas concentraciones de cianuro la disolución de oro depende únicamente de la concentración del cianuro. En cambio, para concentraciones elevadas de cianuro dicha disolución dependerá únicamente de la presión de oxígeno.

➤ **Efecto de la velocidad de agitación**

La velocidad de agitación influye positivamente en la disolución de oro, un aumento en la velocidad de agitación aumenta la tasa de disolución de oro ya que disminuye la capa límite de difusión que rodea la partícula.

➤ **Efecto de la temperatura**

Un aumento en la temperatura genera una alta tasa de disolución de oro, pero disminuye el contenido de oxígeno presente en la solución, por ello es necesario encontrar una temperatura óptima para lograr la máxima disolución de oro. Julian y Smart (1921) estimaron que la máxima disolución se consigue a 85°C en una solución con 0,25% de NaCN [18].

La cantidad de oxígeno en la solución disminuye porque la solubilidad de los gases decrece con el aumento de la temperatura. En la práctica el uso de soluciones calientes para la extracción del oro de una mena tiene muchas desventajas:

- Elevado costo de calentamiento de la pulpa
- Aumento en la descomposición del CN
- Alto consumo de cianuro debido a la descomposición del CN y a causa de la reacción acelerada entre los cianocidos de la mena (sulfuros de cobre, de hierro, etc) y el cianuro.

➤ **Efecto de la concentración del ion hidrogeno**

Se debe mantener alcalina la solución. Esto se justifica en función de las siguientes reacciones:



En ambos casos se produce ácido cianhídrico (HCN) que no disuelve el oro y es altamente tóxico. Un exceso en alcalinidad también disminuye la tasa de disolución del oro. El rango de valor de pH recomendable es de 10,5 a 11,5.

La reacción para la disolución de oro en solución de cianuro debe ocurrir en medio alcalino por los siguientes motivos:

- Evitar pérdidas de cianuro y formación de HCN.
- Prevenir descomposición de cianuro por presencia de CO₂ del aire debido a la formación de HCN.
- Neutralizar compuestos ácidos en el mineral.
- Mejorar la floculación de las partículas finas del mineral.
- Descomponer los bicarbonatos presentes en el agua antes de la cianuración. La cal neutraliza el ácido carbónico formado, generando carbonato de calcio el cual no tiene efecto en la cianuración.

Se aconseja usar hidróxido de sodio o cal para neutralizar la acidez de la mena y contrarrestar los efectos dañinos de los agentes cianicidas. La cantidad de cal que se añade expresada en kilogramos de óxido de calcio por tonelada de mena tratada se llama “alcalinidad protectora”. Un exceso de cal protege al cianuro de sodio de la hidrólisis, pero si está presente en grandes cantidades puede retrasar la velocidad de disolución del oro, especialmente, si se trata de menas sulfurosas. Es por eso que se debe tener el pH de la solución lo más bajo posible para lograr una buena recuperación.

➤ **Efecto del tamaño de partícula**

Las partículas de oro deben estar liberadas o expuestas, debido a que a un menor tamaño de esta puede lograrse una mayor disolución. El crecimiento de la superficie de contacto es exponencial, por lo que se debe evitar también la sobre molienda para evitar pérdidas de energía y oro debido a la alta población de partículas finas, en cambio, el oro libre recuperado por jigs, trampas, etc, puede traer problemas ya que las partículas gruesas podrían no disolverse en el tiempo disponible para la cianuración. Bajo condiciones consideradas como ideales con respecto a la aireación y agitación, Barsky encontró que la velocidad máxima de disolución del oro llega a ser de 3,25 mg/cm²/hora.

2.8 Influencia de minerales en la lixiviación.

Materiales primarios y secundarios con contenido de oro pueden clasificarse dentro de 15 categorías de procesamiento de mineral, relacionadas con su mineralogía y características históricas [19]:

Materiales primarios

- Placeres
- Minerales libres de molienda

- Minerales oxidados
- Minerales ricos en plata
- Sulfuros de hierro
- Sulfuros de arsénico
- Sulfuros de hierro
- Sulfuros de antimonio
- Teluros
- Minerales carbonosos

Materiales secundarios

- Concentración gravimétrica
- Concentración por flotación
- Molienda
- Refinación de materiales
- Reciclado de oro

Cada una de estas clases de materiales con contenido de oro tiene características mineralógicas que pueden afectar su procesamiento, como por ejemplo, los minerales ricos en plata, los sulfuros de hierro, los sulfuros de arsénico y de cobre.

Generalmente el oro se presenta libre o asociado con productos de alteraciones de pirita u otros minerales sulfurosos. El grado de liberación del oro, en la mayoría de los casos se logra incrementarlo por métodos de oxidación de sulfuros, sin embargo, en algunos casos, puede estar presente una capa protectora de óxidos secundarios o hidratados. Los granos de oro en estas condiciones pueden ser insolubles e impedir el proceso de lixiviación, siendo más apropiado para la recuperación de oro utilizar métodos de concentración gravimétrica. Con frecuencia la oxidación de minerales de menas primarias se da en mayor proporción en aquellos obtenidos de procesos de trituración y molienda [20].

2.8.1 Minerales ricos en plata

El diagrama Eh-pH (*Figura 10*) para sistemas de plata en sulfuros indica la inestabilidad de la plata por encima de las condiciones de oxidación ($>0,7$ V) a pH neutro para la formación de sulfato de plata (Ag_2SO_4) y en medio ácido reduce sustancias a través de la formación de argentita (Ag_2S). En medio alcalino, Ag_2O y AgO son termodinámicamente estables [20].

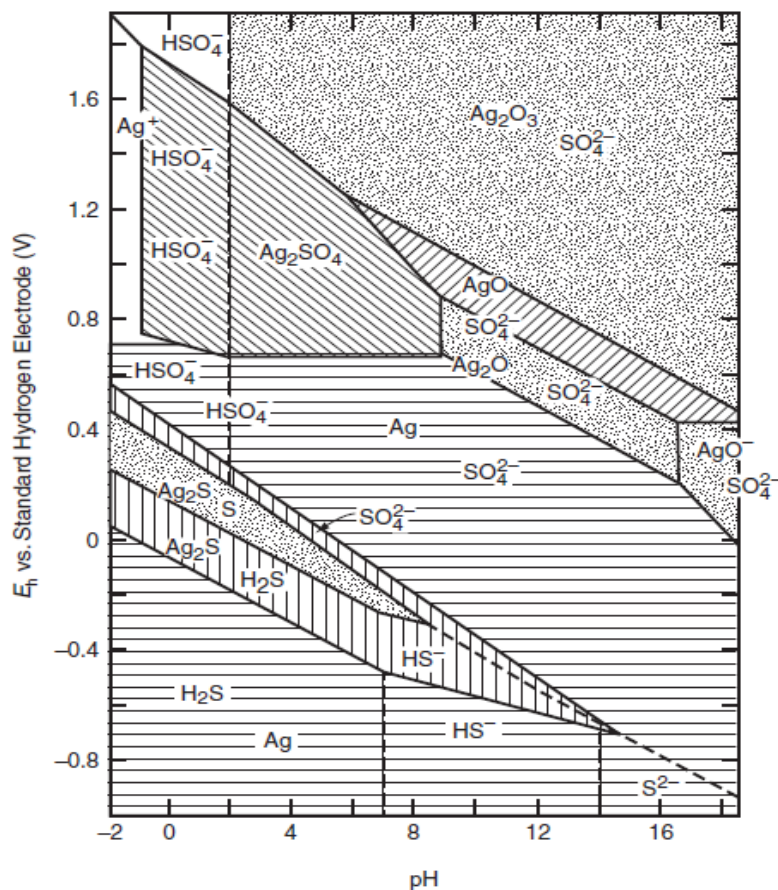


Figura 10. Diagrama de potencial vs pH para Ag-S-H₂O a 25°C y 1 atm de presión

2.8.2 Sulfuros de Hierro

En esta clase de minerales, el oro se encuentra dentro de una matriz de sulfuros de hierro y no es liberado, tal que se afecta el comportamiento de los procesos de selección o las condiciones de operación. Los minerales de sulfuros de hierro más importantes son los siguientes:

- Pirita (FeS₂)
- Marcasita (FeS₂)
- Pirrotina (Fe_{1-x}S), donde x = 0,0 a 0,2

➤ Pirita

El sulfuro comúnmente asociado con el oro es la pirita. Es de color amarillo con un lustre metálico, cuya apariencia es engañosa debido a su similitud con el oro. La pirita es muy estable en soluciones acuosas del mineral y es un fuerte agente reductor. Las finas

inclusiones de oro en pirita requieren condiciones de molienda extremas y fuertes condiciones de oxidación para lograr un mayor grado de liberación del metal precioso.

Para las asociaciones de oro con sulfuros de tipo 1-3 (*Figura 11*) el oro podría liberarse con facilidad, sin embargo, para los tipos 5-6 y posiblemente el 4 el oro podría no liberarse incluso a un tamaño de partícula fino.

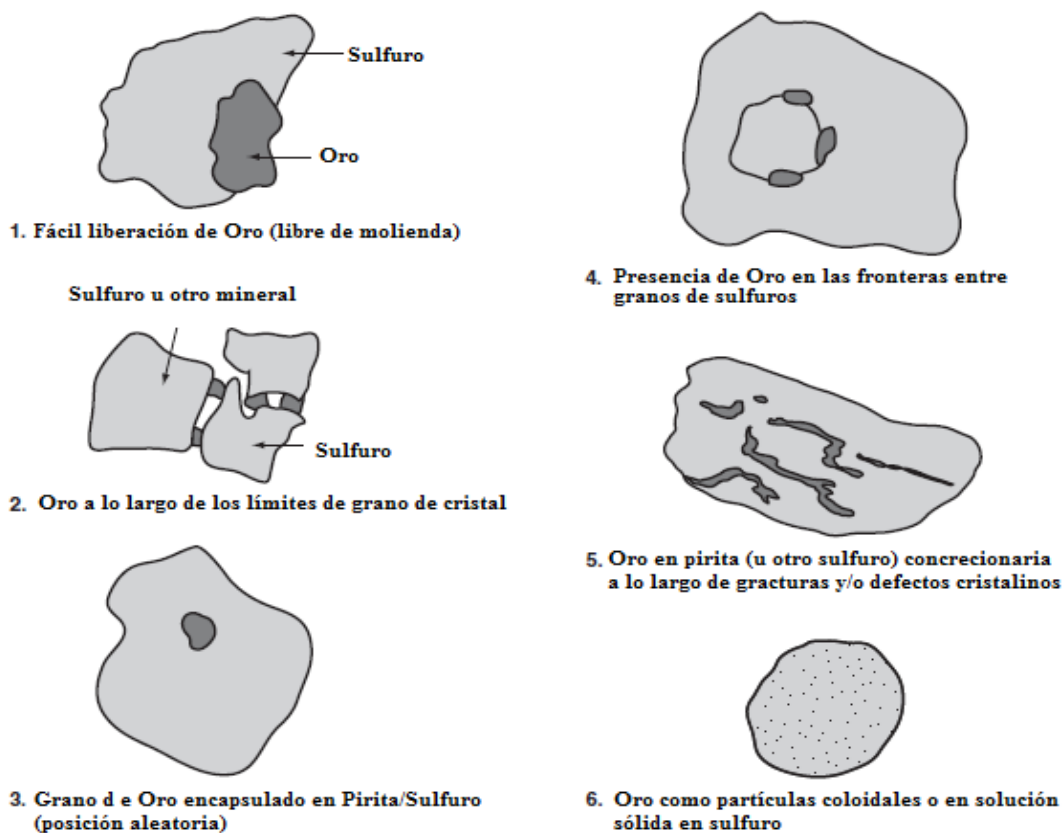


Figura 11. Tipos de asociaciones de oro con minerales de sulfuros

➤ Marcasita

La marcasita posee la misma composición que la pirita (FeS_2), pero tiene un sistema cristalino ortorrómbico en vez de un sistema cúbico cristalino. Cuando la marcasita es el principal sulfuro mineral, puede llegar a ser un consumidor de oxígeno en operaciones de lixiviación de oro, problema que puede evitarse con un pre-tratamiento oxidativo.

➤ Pirrotina

La pirrotina es un sulfuro de hierro cuya fórmula está dada por $Fe_{1-x}S$, donde x puede variar entre 0 y 0,2. La pirrotina es estable por encima de las condiciones de reducción de la pirita, y por tanto tiende a oxidarse más rápidamente. Los principales problemas de la presencia de pirrotina es el elevado consumo de oxígeno en los procesos de lixiviación que requieren de él para favorecer la oxidación del oro.

2.8.3 Sulfuros de Arsénico

Los minerales considerados en esta clase son aquellos en los que el oro se encuentra asociado con sulfuros de arsénico o una matriz de arseniuro, o los minerales de arsénico que afectan las condiciones de los procesos de selección u operación. Ejemplos de minerales de arsénico son la arsenopirita, oropimente y rejalgar.

➤ Arsenopirita

La arsenopirita, es al igual que la pirita, uno de los sulfuros más frecuentemente asociado con el oro. Las concentraciones de oro que han sido encontradas en muestras de arsenopirita de Villerange en Francia son de 15,2 g/t [21]. La arsenopirita es ligeramente menos dura, aunque más frágil que la pirita, lo que resulta en un tamaño de producto más fino que el de la pirita bajo las mismas condiciones de molienda. Esto puede conducir a mayores recuperaciones de pirita por flotación más que de arsenopirita [22].

En soluciones fuertemente alcalinas, la arsenopirita reacciona formando sulfuros alcalinos, los cuales consumen cianuro para dar formación a sulfocianatos. Los sulfuros alcalinos también consumen oxígeno, razón por la cual las soluciones deberían airearse con frecuencia en presencia de sales de plomo, para evitar que la solución de oro, y por consiguiente, su extracción disminuya.

2.8.4 Sulfuros de Cobre

En esta clase se encuentran los minerales que contienen oro asociado con minerales de sulfuros de cobre que afectan los procesos de selección o las condiciones de operación. Por lo tanto, desde el punto de vista económico es conveniente eliminar el cobre ya sea por flotación selectiva o por lixiviación cuando minerales como la calcosina, la bornita, la covelina, la cuprita, entre otros, están presentes en cantidades que exceden unos pocos decimos por ciento.

➤ Calcopirita

La calcopirita es el mineral más abundante de cobre y contiene 34.5% Cu. Generalmente está asociada con pirita y otros minerales de sulfuros de cobre. La calcopirita es atacada con menos facilidad por el cianuro, pero la presencia de este mineral en cantidades que

excedan 1 a 2 % requerirá la remoción del cobre como paso previo a la lixiviación. Para incrementar la disolución de oro en presencia de minerales de cobre, se ha sugerido el uso de sales de mercurio y amoniaco.

2.9 Lixiviación por cianuración intensiva

El proceso de cianuración intensiva requiere de elevadas concentraciones de reactivos [23, 24], principalmente cianuro y oxígeno, y con frecuencia una elevada temperatura y/o presión, para incrementar la velocidad de disolución de oro. Es aplicable a materiales de mayor calidad lo que puede justificar el mayor costo de tratamiento para lograr una mayor recuperación de oro. Algunos materiales incluidos los concentrados de flotación y gravimétricos son poco receptivos al tratamiento convencional de cianuración por las siguientes razones:

- Materiales que contiene oro grueso, el cual requiere de inaceptables y prolongados tiempos bajo las condiciones estándares de cianuración.
- Parte o la mayoría del oro se encuentra encapsulado en minerales solubles en cianuro (sulfuros), cuya velocidad de disolución incrementa con altas concentraciones de cianuro y oxígeno.
- Presencia de oro con otro mineral que interfiere con la práctica de una cianuración estándar, por ejemplo, telurio y mercurio.

Varias ventajas han sido citadas por el uso de la cianuración intensiva sobre otros procesos, como el uso de amalgama para el tratamiento de concentrados gravimétricos, u oxidación y cianuración para el tratamiento de concentrados de flotación. Estas ventajas incluyen una rápida disolución del oro, reduce los riesgos de seguridad, y los peligros para la salud.

Como ya se mencionó, la concentración del oxígeno disuelto es generalmente una limitante de la velocidad de disolución de oro en una cianuración convencional. El oxígeno puede ser introducido entre otros como aire, oxígeno puro, o una mezcla de los dos permitiendo elevadas presiones parciales de oxígeno.

En la práctica se han aplicado concentraciones de cianuro de 0,5% a 2,5%. El hidróxido de sodio con frecuencia se utiliza para ajustar el pH y controlar otros problemas asociados con el uso de hidróxido de calcio. Concentraciones de 0,05% a 0,4% de hidróxido de sodio (NaOH) han sido aplicadas en la práctica. En ocasiones lixiviantes aditivos (incluyendo peróxidos metálicos alcalinos y otros oxidantes solidos; sales de cloro, de plomo y otros reactivos) se han agregado para ir más allá en el incremento de las ratas de lixiviación.

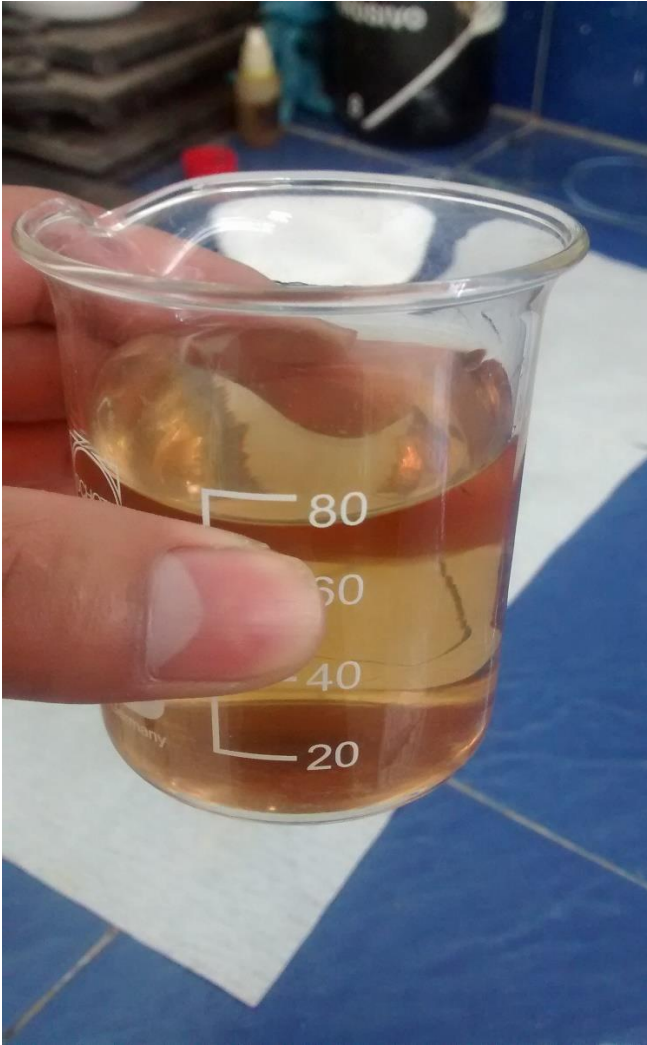
Altas extracciones de oro (y plata) se relacionan con el proceso de cianuración intensiva, normalmente >97% y en algunas ocasiones tan altas como 99%. El tiempo de residencia de la lixiviación requiere generalmente 24 horas o menos.

El incremento severo en los sistemas de cianuración intensiva incrementa la velocidad de disolución de todos los minerales solubles en cianuro, así como el consumo de cianuro, y consecuentemente el consumo de reactivos en general es alto comparado con la lixiviación por agitación. Los consumos de cianuro normalmente son de 5 a 25 kg/t, dependiendo de la mineralogía del material y las condiciones de aplicación. El consumo de hidróxido de sodio también es elevado comparado con el de una cianuración convencional, siendo de 1 a 5 kg/t.

Este proceso ha sido aplicado comercialmente para el tratamiento de concentrados gravimétricos, especialmente en Sur África y Australia. Por ejemplo, el reactor ACACIA comprende ambos equipamientos y un proceso desarrollado específicamente (por AngloGold Ashanti, Johannesburgo, Sur África) para la lixiviación intensiva de concentrados gravimétricos y ha sido aplicado en Union Reefs (Sur África), Sunrise Dam (Australia), y Porgera (Papua Nueva Guinea). El proceso ACACIA, consiste de una etapa de prelavado para eliminar finos, y una etapa de cianuración intensiva, y una etapa de electrodeposición directa para la recuperación del oro (y plata). La etapa de lixiviación intensiva utiliza concentraciones de cianuro de 15 a 25 g NaCN/L, 3 a 4 g NaOH/L, y 2 a 10 g/L de un oxidante sólido conveniente (como peróxido metálico alcalino) y llevada a cabo entre 50 °C a 65°C. La aplicación de esta tecnología para el tratamiento de concentrados gravimétricos en procesos convencionales para la extracción del oro usando lixiviación y CIP O CIL, tiene las siguientes ventajas:

- Más rápida disolución de oro que la reportada por lixiviación y circuitos CIP/CIL.
- Mejor recuperación de los circuitos CIP/CIL.
- Reduce el tiempo de residencia del oro en el circuito
- Mejora sobre todo la recuperación del oro
- Reduce ante todo el consumo de cianuro.
- Mejora la demanda de oxígeno en CIP/CIL.

Recuperaciones de oro de 97% a 99% se han conseguido para concentrados gravimétricos con tiempos de residencia de entre 8 a 16 hr en la lixiviación usando la tecnología del proceso ACACIA. Otros estudios sobre la cianuración intensiva fueron desarrollados por R.J Davidson et al, logrando recuperar el oro de concentrados gravimétricos con hasta un 99% de recuperación, mediante la adición de cianuro en concentraciones entre 25 a 35 kg/t, en algunos casos se adicionó peróxido de hidrógeno en una relación de 25 L/t, el tiempo de agitación tuvo rangos de entre 6 a 24 horas y las condiciones de pH oscilaban entre 12 y 13,2. Welkom Gold Mining Company desarrolló a gran escala la lixiviación de concentrados gravimétricos consiguiendo una recuperación del 99% [24].



Capítulo 3. *Determinación de la ruta de beneficio mineral y recuperación del oro*

En la *Figura 12* se especifica el procedimiento implementado en el laboratorio de la empresa, como parte del proceso productivo de la misma, para realizar el beneficio del mineral y la recuperación del oro, razón por la cual se adoptó para el desarrollo experimental de este trabajo. En este capítulo se describe cada etapa, reservando la final (análisis de resultados) para el capítulo 4.

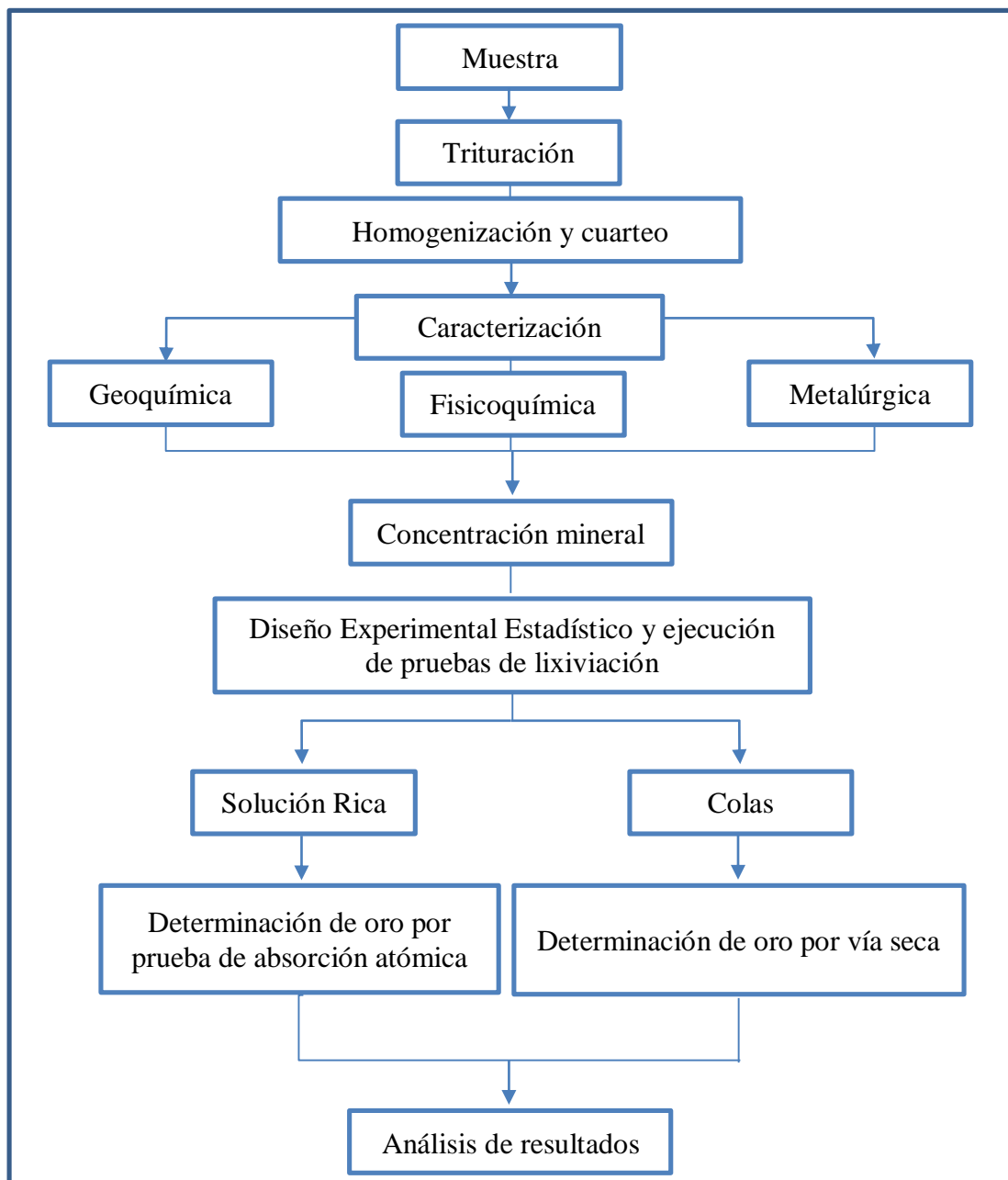


Figura 12. Procedimiento Experimental

Se realizaron visitas sucesivas a la mina en compañía de personal del departamento de geología de la empresa, con el propósito de establecer un punto de interés para tomar la muestra, que se indica en la *Figura 13* y se identifica como un punto de color amarillo. Se extrajeron 300 kg de mineral para realizar las pruebas de concentración y lixiviación.

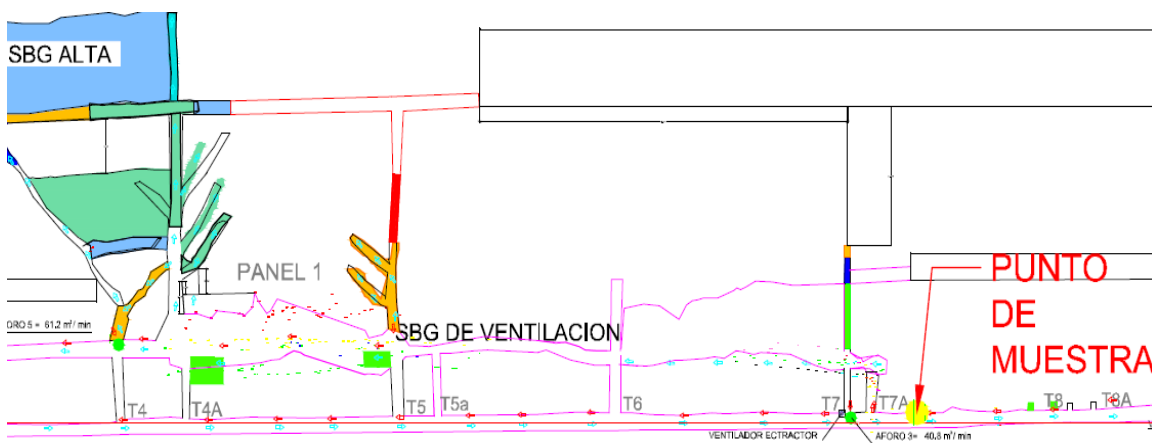


Figura 13. Sección del plano de la Mina San Espejito. Ubicación del punto de toma de la muestra.

3.1 Preparación del mineral

Para las pruebas de caracterización fisicoquímica y metalúrgica, el mineral extraído de la mina se fraccionó, impactando la roca con un cincel. Inmediatamente después, se procedió a realizar el secado en un horno y así se eliminó el contenido de agua. Se realizó una disminución de tamaño del mineral en una trituradora de mandíbulas. Posteriormente, el material de estudio se homogenizó y se cuarteó en el cuarteador Jones. La etapa de reducción de tamaño se llevó a cabo en un molino de bolas tipo laboratorio. En esta última etapa, se consiguió la granulometría adecuada para la concentración del mineral por el método de flotación. El concentrado general fue secado a temperatura ambiente entre 25 y 30°C. Finalmente, se dispuso el mineral para el proceso de lixiviación.

3.1.1 Caracterización geoquímica

Con la caracterización geoquímica, se determinaron los tenores de oro y plata de la muestra mineral. Estos valores se obtuvieron por la técnica de ensayo al fuego convencional. La descripción de este procedimiento se presenta en el Anexo 1.

3.1.2 Caracterización fisicoquímica

Las características fisicoquímicas se determinaron con el fin de estimar algunas condiciones en el proceso de beneficio mineral y el dimensionamiento de los equipos a emplear, así:

➤ **Densidad por volumen desplazado**

Se midió la densidad del mineral original seco molido a un tamaño $D_{65} = 75 \mu\text{m}$ (65 % pasante de 200 mallas Tyler aproximadamente) y del mineral concentrado por flotación. El procedimiento se encuentra en el Anexo 2.

➤ **Nivel de acidez**

Para establecer este parámetro, se tomó una muestra de mineral original y una muestra de mineral concentrado. El ensayo se realizó bajo norma ASTM D4972 – 13. El nivel de acidez se determinó con un medidor de pH HI 92187 de Hanna Instruments y se contrastó con el resultado obtenido con papel indicador.

➤ **Retención de líquidos**

Para la prueba de retención de líquidos se tomaron muestras de mineral seco molido a 100% pasante mallas Tyler 100 y 200. Este ensayo se realizó bajo la norma ASTM D2216 – 10. Ver Anexo 3.

➤ **Sales solubles**

El análisis se realizó al mineral original y al mineral concentrado. Para determinar cualitativamente la presencia de sales ferrosas, zinc y cobre, se tomó una muestra de 20 g de mineral, se ubicó en un beaker y se le adicionó 60 ml de agua desionizada. Se agitó sobre plancha magnética durante 10 minutos. Se filtró el contenido del beaker sobre papel filtro. La determinación de sales ferrosas se hizo agregando 2 gotas de ferrocianuro de potasio en un tubo de ensayo conteniendo 5 ml de la solución filtrada. Se determinó la presencia de sales de zinc mediante la adición de 2 gotas de amoníaco en otro tubo de ensayo con la misma cantidad de solución, y finalmente, con un exceso de amoníaco en el mismo tubo de ensayo se determinó la presencia de sales de cobre. En el Anexo 4 se detalla el procedimiento.

3.1.3 Caracterización metalúrgica

Con el fin de determinar la respuesta del mineral y predecir su comportamiento metalúrgico frente a los procesos de beneficio y extracción, se realizó el ensayo de distribución del oro por fracciones granulométricas. Parámetro que se determinó con el fin de establecer el rango de granulometría en el cual se encuentra el oro. Las muestras fueron molidas hasta un D_{80} 60 mallas Tyler y posteriormente tamizadas usando las mallas 60, 100 y 200 Tyler. Se pesó y se determinó el tenor de oro y de plata en cada una de las fracciones granulométricas [25].

Se realizó pruebas de moliendabilidad (ver Anexo 5) con el objetivo de tener control sobre el tamaño de partícula para las pruebas de concentración por flotación y lixiviación

por agitación del mineral; de este modo se garantizó la granulometría adecuada para realizar cada uno de los procesos, con pleno conocimiento de los tiempos de molienda. La prueba se llevó a cabo usando un molino de bolas tipo laboratorio, analizando la granulometría de las partículas para tiempos de 10, 20, y 30 minutos de molienda. El análisis granulométrico se realizó bajo norma ASTM C117 – 13 y ASTM C136 - 14

3.1.4 Concentración del mineral por método de flotación

Con el fin de elevar el tenor y concentrar las especies sulfurosas asociadas al oro, se realizó el proceso de flotación de partículas finas del mineral. Los reactivos utilizados en la flotación fueron: sulfato de cobre (CuSO_4), Aero 404 (A404), MX5160, Xantato Isopropílico de sodio y Aero 65 (A65). En la *Tabla 1* se muestra la dosificación de estos reactivos. Se tomaron como referencia los parámetros de operación de la planta de beneficio, y se ajustaron mediante experimentación en el laboratorio, para lograr una mayor razón de concentración. Más detalles del proceso de flotación se encuentran en el Anexo 6.

Tabla 1. Dosificación de reactivos para flotación

Reactivo	Función	Dosificación
Sulfato de cobre	Modificador	500 g/t
Aero 404	Colector débil	98 g/t
Aero MX 5160	Colector	36 g/t
Xantato Isopropílico de Sodio	Colector	104 g/t
Aero 65	Espumante	110 g/t

3.1.5 Diseño experimental estadístico

Se planeó un diseño de experimentos factorial 2^3 con el propósito de obtener la mayor información sobre el comportamiento de las variables en el experimento a partir de un número reducido de pruebas, garantizando mayor confianza en los resultados para la recuperación de oro mediante el proceso de lixiviación.

Se establecieron 3 factores de acuerdo con las siguientes variables: pH, tiempo de lixiviación (horas) y concentración del agente lixivante (ppm), cada uno con dos niveles; alto y bajo. La escogencia de las variables se hizo en función de los factores que afectan a la cianuración, descritos en la sección 2.7.4 y la dosificación, en referencia a los valores descritos en la sección 2.9. Otra razón de su escogencia se fundamentó en el hecho de que al implementar la técnica a nivel industrial, fuese económicamente viable y fácilmente aplicable. En la *Tabla 2* se encuentran los valores.

Tabla 2. Factores y niveles del diseño de experimentos factorial 2^3

Nombre	Unidades	Tipo	Papel	Bajo	Alto	Niveles
A:Tiempo	h	Continuo	Controlable	4,0	7,0	2
B:Concentración	ppm	Continuo	Controlable	15000,0	20000,0	2
C:pH		Continuo	Controlable	11,0	12,0	2

El paquete de software estadístico utilizado para este fin fue la versión 16.1.18 de Statgraphics centurion XVI (versión libre). Se realizó una optimización del proceso haciendo un análisis de superficie de respuesta, para elegir los valores óptimos dentro del rango considerado, en los niveles alto y bajo de cada factor.

El experimento planteado de acuerdo con la *Tabla 2* arroja un total de 8 pruebas. Con el fin de minimizar la variable error se repitió el experimento dando un total de 16 pruebas. Se garantizó además la aleatoriedad del experimento siguiendo el orden de ejecución presente en la *Tabla 3*.

Tabla 3. Orden de ejecución de pruebas

Bloque	Tiempo (h)	Concentración (ppm)	pH
1	4,0	15000,0	12,0
1	4,0	20000,0	11,0
1	7,0	20000,0	12,0
1	7,0	20000,0	11,0
1	7,0	15000,0	11,0
1	4,0	15000,0	11,0
1	4,0	20000,0	12,0
1	7,0	15000,0	12,0
2	7,0	15000,0	11,0
2	7,0	20000,0	11,0
2	4,0	20000,0	11,0
2	7,0	15000,0	12,0
2	7,0	20000,0	12,0
2	4,0	15000,0	12,0
2	4,0	20000,0	12,0
2	4,0	15000,0	11,0



Capítulo 4. *Resultados y análisis*

A continuación se presentan los resultados de la caracterización del mineral procedente de la mina San Espejito. En la sección 3.2.1 se especifica el lugar de procedencia del mineral de estudio. Se extrajeron 300 kg, los cuales fueron procesados de acuerdo con la descripción de la sección 3.1.

4.1 Caracterización geoquímica

Comprende la cuantificación de los tenores de oro y plata. La determinación del tenor de oro y plata del mineral original (mineral procedente de la mina aún sin concentrar) se hizo por ensayo al fuego convencional. La cantidad de material para cada para análisis fue de 25 gramos y se realizaron por duplicado. Los resultados se muestran en la *Tabla 4*. El procedimiento se encuentra en el Anexo 1.

Tabla 4. Tenores de oro y plata en la cabeza mineral

Tenor de Au (g/t)	Tenor de Ag (g/t)
10,0	28,6

A partir de estos valores, se aprecia que el tenor de oro del mineral original es de poca conveniencia para realizar el proceso de lixiviación intensiva de forma directa; ya que la recuperación del oro podría no justificar el costo de producción. Lo anterior sugiere la necesidad de concentrar las especies sulfurosas asociadas al oro, de tal modo que con una misma cantidad de reactivos pueda lixiviarse igual volumen de muestra pero con un contenido mayor de oro que el del mineral sin concentrar.

Por otra parte, es común encontrar asociado la plata al oro, siendo este el caso del mineral de estudio; en el cual se encontró un tenor de plata de 28,6 gramos por tonelada, la cual para los fines de esta investigación no es de interés como para implementar algún proceso de recuperación. La presencia de este metal se tendrá en cuenta para ajustar adecuadamente el tratamiento que se le dará al mineral para su flotación e impedir la oxidación de las especies como el oro electrum⁴.

4.2 Caracterización fisicoquímica

Con el objetivo de conocer los parámetros operacionales para la lixiviación de oro se realizó la caracterización fisicoquímica del mineral. Los resultados son los siguientes:

➤ Densidad

Se practicó la prueba de densidad tanto al mineral original (cabeza de flotación) y al concentrado obtenido por flotación. Las mediciones se realizaron con réplicas para

⁴ Oro electrum hace referencia a la asociación del oro y plata.

obtener un valor promedio de la densidad para cada muestra en estudio. Los resultados se presentan en la *Tablas 5*.

Tabla 5. Densidad del mineral de la cabeza de flotación

Mineral	Densidad (g/ml)
Original	2,97
Concentrado	3,80

El mayor valor para el concentrado, puede justificarse debido a la posible concentración de las especies densas asociadas al oro (sulfuros), como consecuencia, se reducirá el porcentaje de sólidos en la pulpa a ser lixiviada. Los valores recomendados en la literatura oscilan en rango de 33% a 40 % de sólidos, pero en este caso se realizará a un 30%. Al escoger este valor, se pretende que al implementar la prueba de laboratorio a escala industrial, los equipos de trabajo no sean forzados a operar en condiciones extremas. Probablemente, estas condiciones impidan la adecuada agitación debido al alto valor de la densidad.

➤ Nivel de acidez

Los resultados que se muestran en la *Tabla 6* son los obtenidos con el instrumento HI 92187 ya que ofrece mayor precisión con respecto a la cinta indicadora, la cual se utilizó únicamente con el fin de corroborar la información. La determinación del nivel de acidez del mineral original y del concentrado entregó los siguientes valores

Tabla 6. Nivel de acidez del mineral

Mineral	pH
Original	6,5
Concentrado	6,5

El valor de acidez del mineral de veta de la mina San Espejito, es una característica propia de este y lo diferencia de otros materiales que han sido procesados, los cuales, pueden estar por debajo o por encima de 6,5. Este valor, respecto al medio básico en el cual se debe llevar a cabo el proceso de lixiviación (pH entre 10 y 12), representa un costo económico adicional. Este incremento se manifiesta tanto en el uso de una mayor cantidad de modificador de pH como en el tiempo empleado en la homogenización de la pulpa. Se empleará hidróxido de sodio en solución para modificar el pH y así mismo disminuir el tiempo de homogenización de la pulpa.

➤ Retención de líquidos

Se obtuvo el valor del porcentaje de agua retenida para dos tamaños de partícula distintos, los valores son los que se muestran en la *Tabla 7*.

Tabla 7. Retención de líquidos a distinta granulometría del mineral

Porcentaje de retención de agua (%)	
-100 Mallas	-200 mallas
36,4	36,7

En los dos casos, el porcentaje del líquido retenido en el mineral es alto y podría reflejar dificultades en el proceso de separación de las componentes sólida y líquida, además de pérdida en volumen de solución pregnant (solución “rica” con contenido metálico), es decir pérdida del oro disuelto. Por otra parte, los residuos o colas de lixiviación pueden contener una suficiente cantidad de líquido, que como ya se mencionó, además de contener el oro disuelto, poseen elevadas concentraciones del agente lixivante, por lo que con porcentajes de retención de líquidos como los reportados en la *Tabla 7* es necesario implementar uno o varios enjuagues de la pulpa, esto es, adicionar determinado volumen de agua o solución “pobre” para diluir y disminuir la concentración de oro en la solución pregnant. Así se evitaría la pérdida del metal precioso disuelto y se reduciría la concentración del agente lixivante en los residuos de lixiviación.

➤ Sales solubles

En la *Tabla 8* se muestra los resultados de la prueba aplicada al mineral original y el concentrado.

Tabla 8. Determinación cualitativa de sales solubles

Sales solubles	Presencia de sales	
	Mineral original	Mineral Concentrado
Ferrosas	No	No
Zinc	No	No
Cobre	No	No

La no presencia de sales solubles en el mineral original y concentrado indica que no hay necesidad de hacer un lavado para su eliminación.

4.3 Caracterización metalúrgica

Con la caracterización metalúrgica se estableció la respuesta del mineral hacia los procesos de concentración y recuperación del oro.

➤ Distribución del oro por fracciones granulométricas

La valoración del contenido de oro y plata en el mineral permitió establecer que el tamaño de partícula en la concentración del mineral debía ser menor a $75\ \mu\text{m}$. Lo anterior se debe a que, a un tamaño de partícula fino de -200 mallas Tyler ($<75\ \mu\text{m}$) se encuentra una mayor cantidad de oro (ver *Figura 15*), lo que hace que sea más conveniente la concentración del mineral por flotación sin recurrir a la concentración por gravimetría.

Como el tamaño de liberación de oro se consigue a una granulometría fina de -200 mallas Tyler, será necesario moler hasta un rango entre 60% y 70% de pasante de dicha malla y evitar la remolienda del mineral.

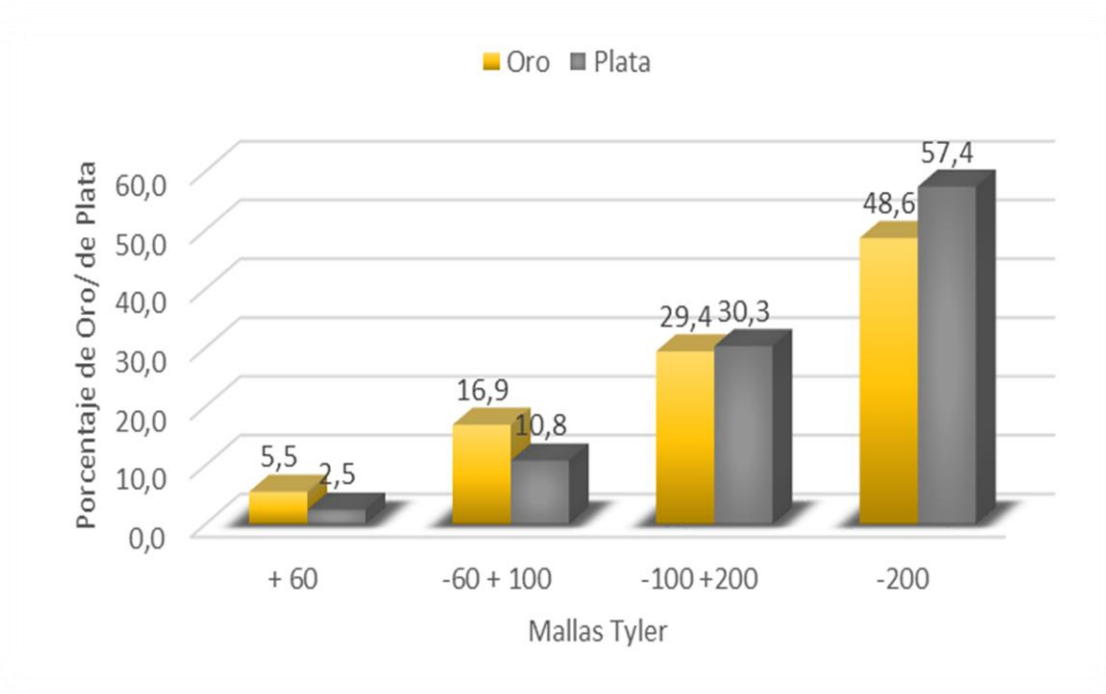


Figura 14. Distribución granulométrica de oro y plata en el mineral sulfurado

➤ Moliendabilidad

El mineral resultante de la trituración se pasó por malla 10, garantizando que a la cabeza del molino se tuviese el 100% -10 mallas Tyler. Luego se practicó un cuarteo. Para conocer el estado del mineral a la entrada del proceso de molienda, se realizó el análisis granulométrico bajo norma ASTM C117 – 13 y ASTM C136 - 14 y se dispuso para la prueba de moliendabilidad. Los resultados se muestran en la *Tabla 9*.

Tabla 9. Distribución granulométrica del mineral de alimento al molino

Malla	Abertura (µm)	Masa retenida (%)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (%)
10	2000	0	0	100
16	1180	17,72	17,72	82,28
20	850	11,83	29,55	70,45
50	300	31,38	60,93	39,07
60	250	2,73	63,66	36,34
100	150	14,94	78,60	21,40
140	106	4,18	82,78	17,22
200	75	4,86	87,64	12,36
325	45	7,04	94,68	5,32
-325	0	5,32	100	0

De acuerdo con los resultados de la *Tabla 9*, se encontró que el mineral con que se alimentó el molino tiene un $D_{80} = 1107,94 \mu\text{m}$. Este valor es de utilidad para determinar el tamaño de la bola de reemplazo y la carga del medio de molienda. Los resultados de la prueba de moliendabilidad se presentan en las *Tablas 10 a 12*. Estos datos representan los valores de la distribución de tamaños de partícula de los distintos periodos de tiempo de molienda del mineral.

Tabla 10. Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 10 minutos

Malla	Abertura (µm)	Masa retenida (%)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (%)
40	425	3,31	3,31	96,69
60	250	3,50	6,81	93,19
100	150	11,51	18,32	81,68
140	106	10,96	29,28	70,72
200	75	9,00	38,28	61,72
-200	0	61,72	100	0

Tabla 11. Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 20 minutos

Malla	Abertura (μm)	Masa retenida (%)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (%)
40	425	0	0	100
60	250	0,01	0,01	99,99
100	150	0,85	0,86	99,14
140	106	3,96	4,82	95,18
200	75	8,99	13,81	86,19
-200	0	86,19	100	0

Tabla 12. Distribución granulométrica para un tiempo de molienda de 30 minutos

Malla	Abertura (μm)	Masa retenida (%)	Retenido acumulado (%)	Pasante acumulado (%)
40	425	0	0	100
60	250	0	0	100
100	150	0,09	0,10	99,90
140	106	1,02	1,11	98,89
200	75	4,05	5,16	94,84
-200	0	94,84	100	0

A partir de los valores obtenidos de la prueba de moliendabilidad se realizó la curva de pasante de malla 200 Tyler en función de los distintos tiempos de molienda (Figura 15). En general, del ajuste de los datos, se deduce que a 11 minutos de molienda se consigue el pasante adecuado para la etapa de flotación, es decir el 65 % de -200 mallas.

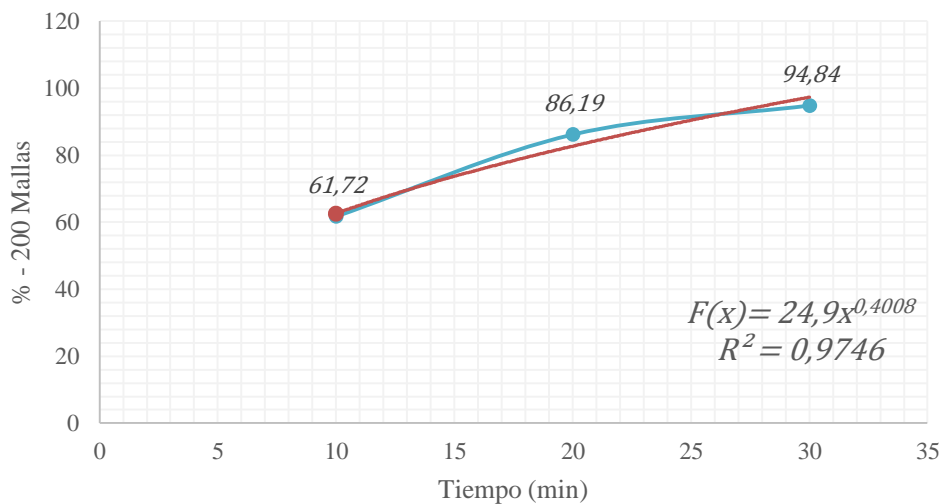


Figura 15. Pasante acumulado vs tiempo de molienda.

En la *Figura 16* se presenta la curva con los valores experimentales (color azul) y la curva de ajuste (color naranja) que describe la variación del tamaño de partícula en las condiciones de molienda ya descritas.

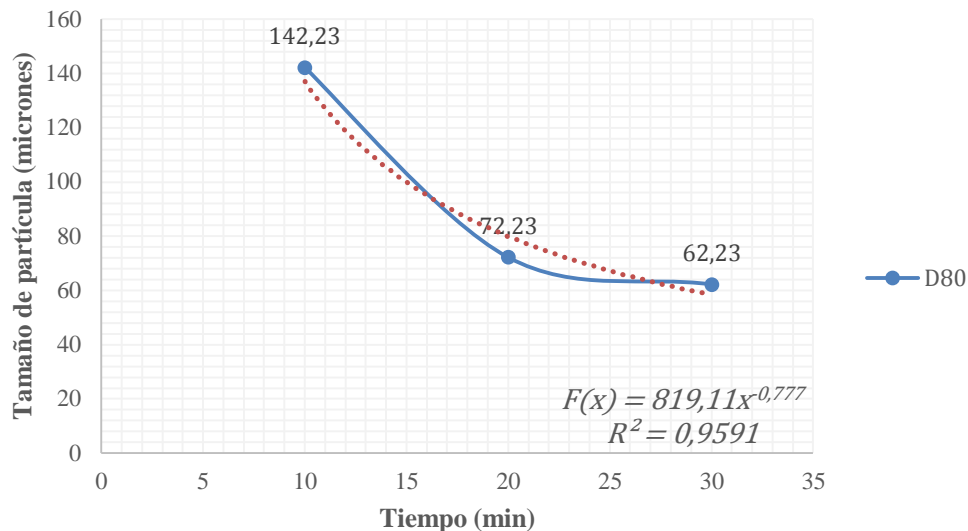


Figura 16. Curva de moliendabilidad del mineral de estudio para un D80

Dicha variación se explica con un 95.91% de confianza a partir de la curva de ajuste realizada a los datos obtenidos experimentalmente para el D₈₀.

De la curva de moliendabilidad del mineral de estudio se aprecia que la disminución del tamaño de partícula ocurre con mayor rapidez durante los 20 minutos iniciales de molienda. Superado este tiempo se nota que la reducción de tamaño requiere de periodos más extensos para conseguir un tamaño más fino, esto debido a que las fuerzas de impacto, compresión y fricción son más efectivas reduciendo partículas gruesas, presentes en los primeros minutos. Resultados similares han sido reportados por algunos autores [7,26].

4.4 Concentración del mineral

Se utilizaron 40 kilogramos de mineral para el proceso de concentración por flotación. La *Figura 17* muestra los momentos de este proceso, usando una maquina Denver auto aireante. En el Anexo 6 se describe el procedimiento.



Figura 17. Momentos del proceso de flotación por espuma.

Los parámetros para evaluar la prueba de concentración mineral se muestran en la *Tabla 13*. La determinación de los tenores se hizo por vía seca con ensayo al fuego convencional y se reporta el valor promedio del análisis hecho por duplicado.

Tabla 13. Parámetros de la concentración del mineral

Tipo de muestra	Masa (kg)	Tenor de Au (g/t)
Cabeza flotación	40,0	10,0
Concentrado	5,2	58,6
Colas	34,8	2,6

La valoración del proceso de flotación consiste en determinar el porcentaje de recuperación y la razón de concentración. Los resultados se encuentran en la *Tabla 14* y se obtuvieron del balance en masas usando los índices metalúrgicos.

Tabla 14. Índices metalúrgicos de la concentración del mineral

Constante de concentración K_c		Porcentaje de recuperación (%)	
En masa	En tenores	En masa	En tenores
7,69	7,56	76,18	77,46
Media 7,62		Media 76,82	

En el proceso de planta el valor de K_c es aproximadamente 4,5. El alto valor de la constante o razón de concentración era de esperarse debido a las múltiples etapas de limpieza del concentrado mineral implementadas en el proceso de flotación. Esto afectó el porcentaje de recuperación, consiguiéndose tan solo el 76,82%.

El objetivo que se persiguió con una concentración del mineral con las características ya descritas, fue lixiviar un material con un alto contenido de oro para justificar la aplicación del método de lixiviación intensiva.

4.5 Resultados del diseño experimental estadístico para pruebas de lixiviación

Las pruebas se ejecutaron siguiendo el procedimiento descrito en el Anexo 7. En la *Tabla 15* se muestran los resultados del porcentaje de recuperación de oro, el cual se estimó con base al balance en masa, usando el valor del tenor de la cabeza de lixiviación y el de las colas al final del proceso. La determinación de los tenores se realizó mediante ensayo al fuego convencional. Las mediciones de la concentración de oro disuelto en la solución pregnant se realizó mediante técnica de absorción atómica en un espectrofotómetro PerkinElmer modelo AAnalyst 400.

Tabla 15. Resultados de lixiviación intensiva de Au

Bloque	Tiempo (h)	Concentración (ppm)	pH	Recup Au (%)
1	4,0	15000,0	12,0	65,9
1	4,0	20000,0	11,0	68,6
1	7,0	20000,0	12,0	61,8
1	7,0	20000,0	11,0	55,6
1	7,0	15000,0	11,0	56,3
1	4,0	15000,0	11,0	63,1
1	4,0	20000,0	12,0	63,1
1	7,0	15000,0	12,0	55,6
2	7,0	15000,0	11,0	54,6
2	7,0	20000,0	11,0	65,1
2	4,0	20000,0	11,0	69,3
2	7,0	15000,0	12,0	56,9
2	7,0	20000,0	12,0	61,4
2	4,0	15000,0	12,0	60,2
2	4,0	20000,0	12,0	68,9
2	4,0	15000,0	11,0	63,4

4.5.1 Validación de supuestos

El estudio llevado a cabo bajo el planteamiento de un modelo estadístico requiere la validación de los supuestos básicos de homogeneidad de varianza, de aleatoriedad y el supuesto de la normalidad de la variable error, los cuales pueden investigarse con facilidad mediante el análisis de la gráfica de los residuales en función de los valores ajustados, de la gráfica de los residuales en función de la secuencia del tiempo y de la gráfica de probabilidad normal, respectivamente.

➤ Supuesto de homogeneidad de varianza

En la gráfica de la *Figura 18*, se observa que los residuos presentan una distribución sin ningún patrón o tendencia lineal. Esto indica la existencia de la varianza constante y por tanto del cumplimiento del supuesto.

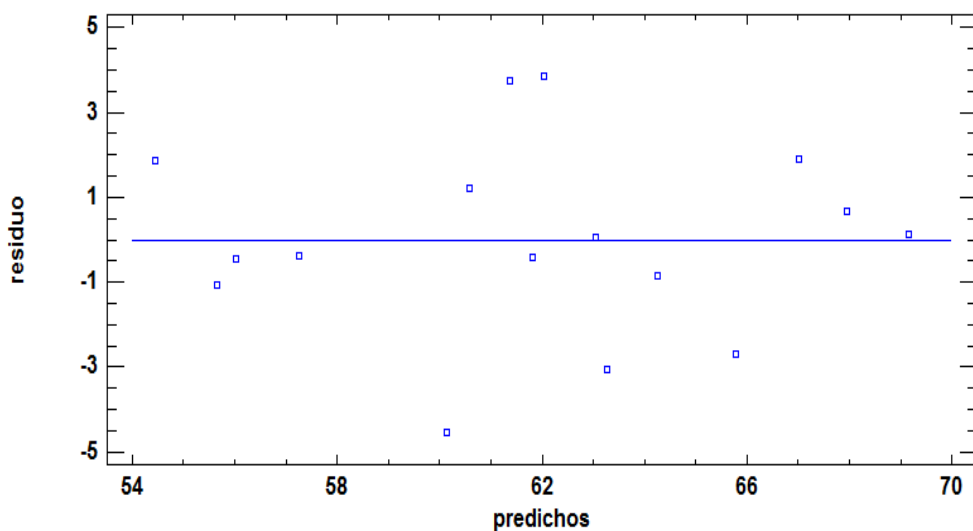


Figura 18. Gráfica de los residuales en función de los valores ajustados (predichos)

➤ Supuesto de Aleatoriedad

De acuerdo a la gráfica de la *Figura 19*, también se cumple el supuesto de independencia de los errores ya que no existe una tendencia lineal entre los residuos de las pruebas realizadas, lo cual garantiza la aleatoriedad del experimento.

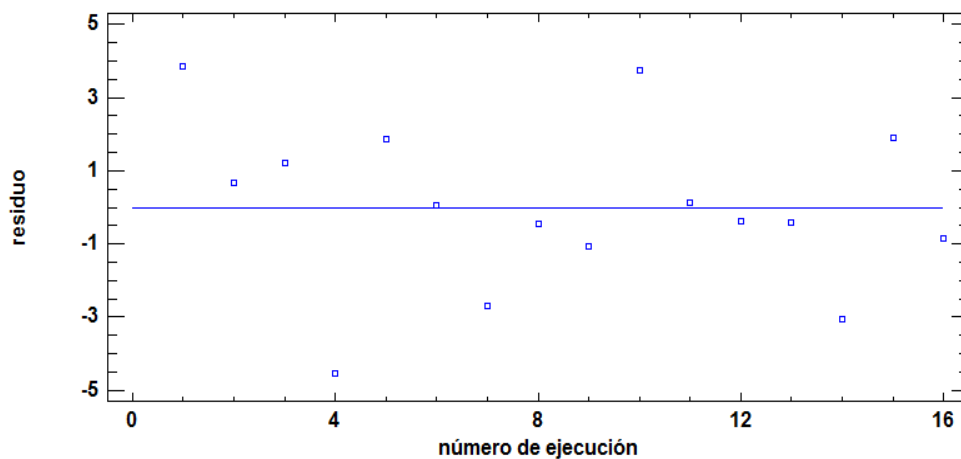


Figura 19. Gráfica de los residuales en función del número de cada prueba

➤ Supuesto de Normalidad

Como se aprecia en la *Figura 20*, los puntos centrales, que son los de mayor interés, se encuentran cercanos a la línea que representa la normalidad. En contraste, en los extremos algunos puntos están más distanciados pero esto no representa ninguna implicación respecto al no cumplimiento del supuesto de normalidad.

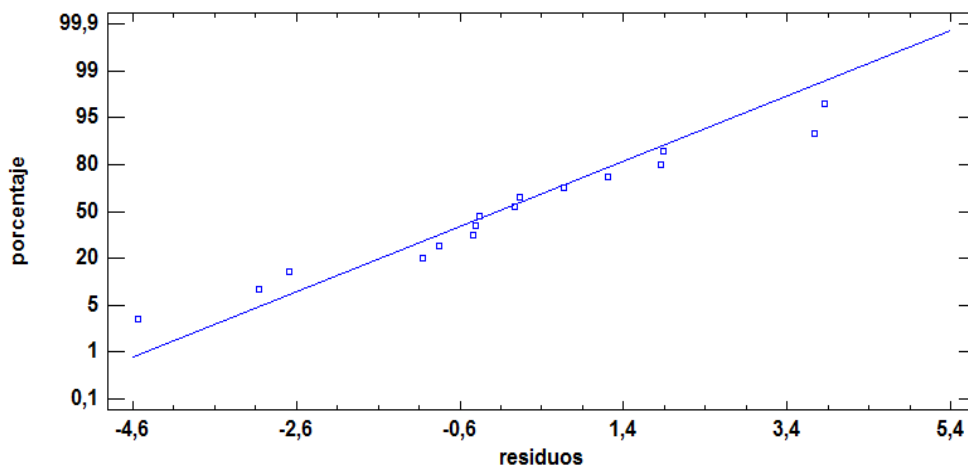


Figura 20. Gráfica de la distribución de la probabilidad normal

4.5.2 Análisis de varianza para el porcentaje de recuperación de oro

Una vez validado el cumplimiento de los supuestos, es necesario determinar cuáles de las variables del experimento y/o la combinación de estas, tienen un efecto importante o significativo sobre la variable de respuesta. En la *Tabla 16* se muestra el resultado del análisis de varianza (ANOVA), el cual es ideal para estos fines.

Tabla 16. Análisis de varianza para % de recuperación de Au

Fuente	Suma de Cuadrados	Gl	Cuadrado Medio	Razón-F	Valor-P
A:Tiempo	190,44	1	190,44	19,68	0,0022
B:Concentración	89,3025	1	89,3025	9,23	0,0161
C:pH	0,3025	1	0,3025	0,03	0,8640
AB	0,64	1	0,64	0,07	0,8035
AC	6,76	1	6,76	0,70	0,4275
BC	1,3225	1	1,3225	0,14	0,7212
bloques	6,0025	1	6,0025	0,62	0,4536
Error total	77,4075	8	9,67594		
Total (corr.)	372,178	15			

Se aprecia que hay dos factores determinantes en el experimento: el tiempo de lixiviación y la concentración del agente lixivante. De acuerdo a estos resultados, se identifica que estas variables tienen un efecto apreciable sobre el porcentaje de recuperación, ya que tienen un valor-P menor a 0,05%, con un nivel de confianza del 95,0%. En contraste, los otros factores se considera que no tienen un efecto significativo.

En la *Figura 21* se muestra el diagrama de Pareto correspondiente al experimento, donde se identifica qué tan significativo es el efecto que tienen las variables consideradas sobre la variable de respuesta. Se observa, al igual que en la *Tabla 16*, que los factores relevantes son el tiempo de lixiviación y la concentración del agente lixivante. El primero afecta la variable respuesta en forma negativa, mientras que el segundo lo hace en forma positiva. Esto indica que para obtener mayor recuperación de oro, el proceso debe llevarse a cabo en el menor número de horas de agitación y con la más alta concentración de agente lixivante.

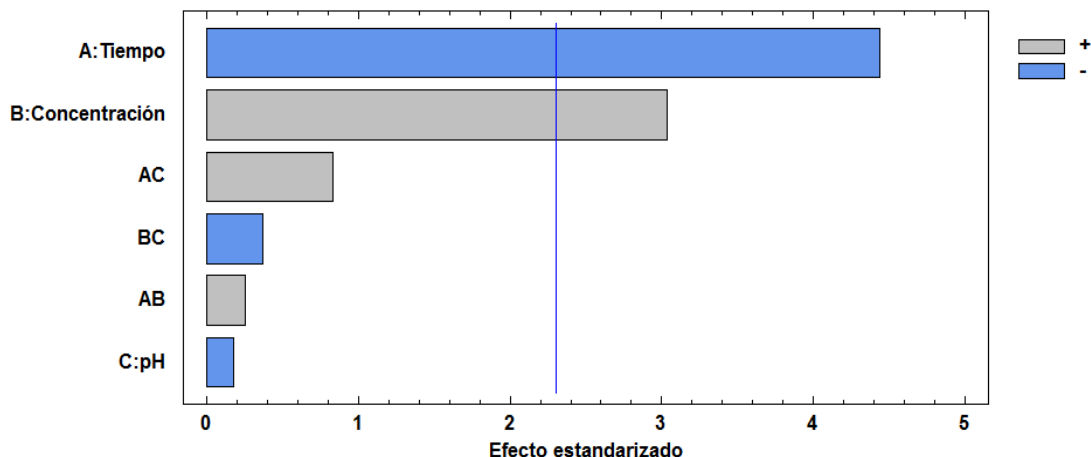


Figura 21. Diagrama de Pareto estandarizado para el porcentaje de recuperación de Oro.

Lo mencionado anteriormente también se confirma en la *Figura 22*. En esta se ha graficado el porcentaje de recuperación de oro en función del efecto de cada una de las variables de estudio. Aquí se observa que la variable respuesta se mantiene prácticamente constante ante un cambio en el pH, en contraste con las otras variables, las que presentan un cambio apreciable en la pendiente de la recta que se relaciona con el efecto sobre la variable de respuesta. La posible causa de que el pH no tenga un efecto importante sobre el porcentaje de recuperación es el rango de trabajo, el cual se estableció dentro de los límites que se utilizan comúnmente para obtener valores elevados con el proceso de lixiviación tradicional.

Comportamientos similares se han encontrado usando como lixivante el cianuro, cuya disolución de oro aumenta proporcionalmente con el aumento de la concentración de lixivante hasta alcanzar un máximo; a partir del cual se genera un efecto negativo sobre

la disolución de oro. Por otro lado, en algunos casos se ha observado en la experiencia del proceso productivo de la Empresa que el oro disuelto durante la lixiviación se precipita con el transcurso del tiempo, lo que posiblemente explicaría el hecho de que a mayor tiempo de agitación disminuye el porcentaje de recuperación del metal precioso.

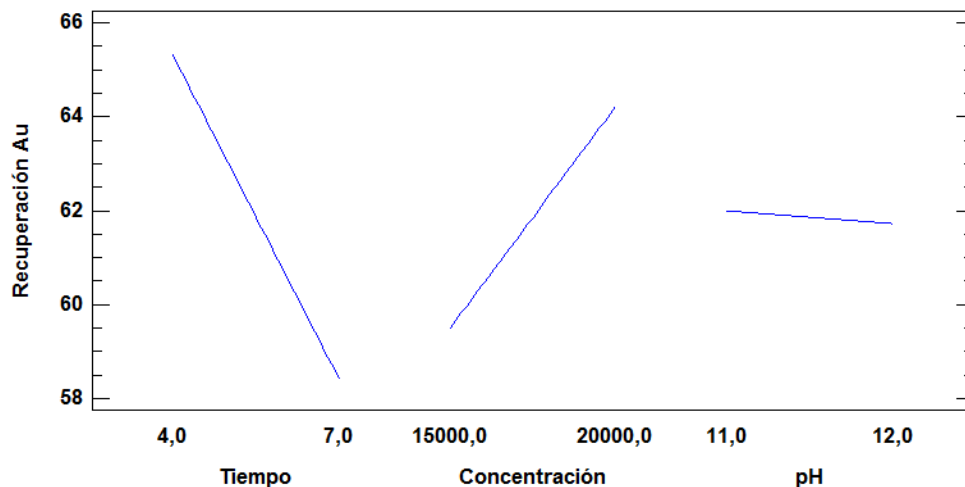


Figura 22. Gráfica de efectos principales para el % de recuperación de Au

En la *Figura 23* se presenta la gráfica de las interacciones entre las variables que se utilizaron en este experimento. Se aprecia que estas no tienen un efecto importante, por lo que se consideran variables de menor relevancia. Esta conclusión es válida sólo dentro de los límites establecidos en el experimento. Además, en esta figura se observa que el efecto del tiempo de lixiviación y el efecto de la concentración del agente lixivante son independientes.

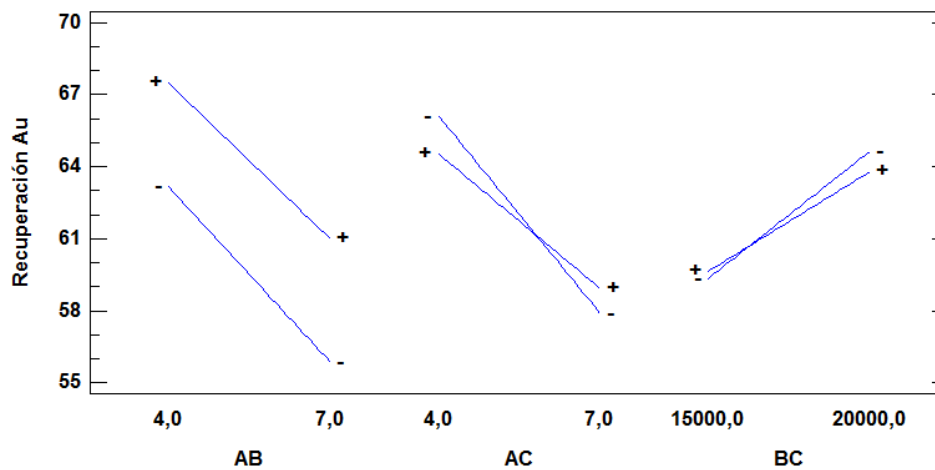


Figura 23. Gráfica de interacción de factores para el porcentaje de recuperación de oro

4.5.3 Coeficientes de regresión del modelo cuadrático para el porcentaje de recuperación de oro.

Se planteó un diseño experimental del tipo factorial multinivel. Los coeficientes de las variables experimentales que se obtuvieron del análisis de regresión del modelo cuadrático, se muestran en la *Tabla 17*. Estos coeficientes se usan para determinar el porcentaje de recuperación de oro, en función de las variables del experimento.

Tabla 17. Coeficientes de Regresión.

Variable	Coefficiente Estimado
<i>K</i> : constante	74,8
<i>A</i> :Tiempo	-13,2
<i>B</i> :Concentración	0,0032
<i>C</i> :pH	-1,016
<i>AB</i>	0,00005
<i>AC</i>	0,866
<i>BC</i>	-0,00023

A continuación se presenta la ecuación que describe el comportamiento del experimento. El porcentaje de recuperación de oro (R_{Au}) está en función del tiempo de lixiviación, la concentración del agente lixivante, el pH de la pulpa lixiviada y de la interacción entre estas mismas variables.

$$R_{Au} = K - 13,2A + 0,0032B - 1,016C - 0,00005AB + 0,866AC - 0,00023BC \quad (4.1)$$

La ecuación (4.1), explica el 79,20% de la variabilidad en la recuperación de oro, de acuerdo con el valor del estadístico R-cuadrado obtenido de los datos experimentales. Para este tipo de modelos se acepta como mínimo un valor de 75% para que los resultados sean confiables.

La razón para que los coeficientes de las variables sean numéricamente pequeños se debe a las unidades utilizadas en las variables, así por ejemplo, la concentración del agente lixivante es de 20.000 ppm, por lo que el coeficiente de dicha variable es menor en magnitud que el de las variables pH y tiempo de lixiviación.

4.5.4 Valoración económica del proceso de lixiviación

Para realizar el análisis de la relación de costos a nivel experimental dentro del laboratorio, se tuvo en cuenta las gráficas de superficie de respuesta y las de contornos de la superficie de respuesta estimada, construidas a partir de la ecuación (4.1). Estas gráficas se muestran en las *Figuras 24, 25, 26 y 27*. Además se presenta información del consumo energético en el desarrollo de los procesos de beneficio y recuperación de oro.

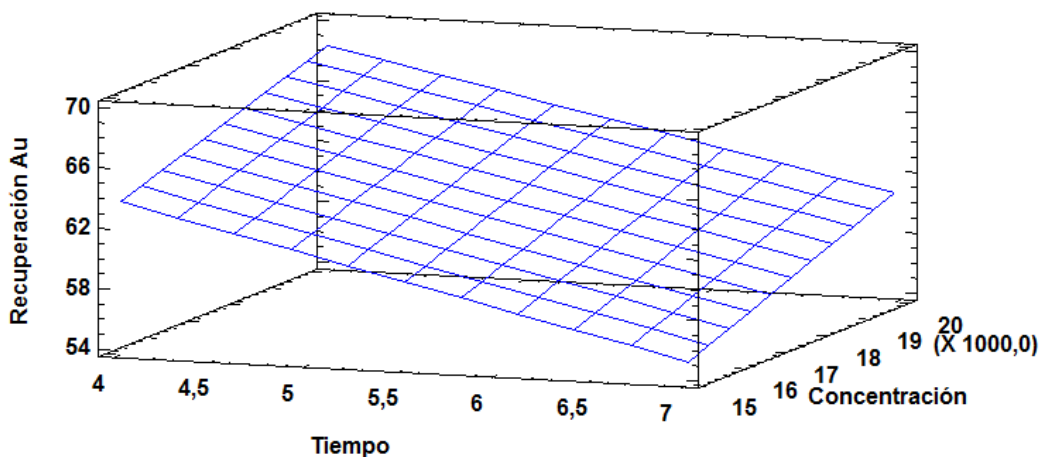


Figura 24. Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 11,0)

La Figura 24 muestra la superficie de respuesta para un valor fijo de pH 11. Esta gráfica presenta porcentajes de recuperación de oro en un rango de 54 a 69 %, aproximadamente. Los mejores resultados se consiguen para 4 horas de lixiviación con una concentración de agente lixivante de 20 g/L.

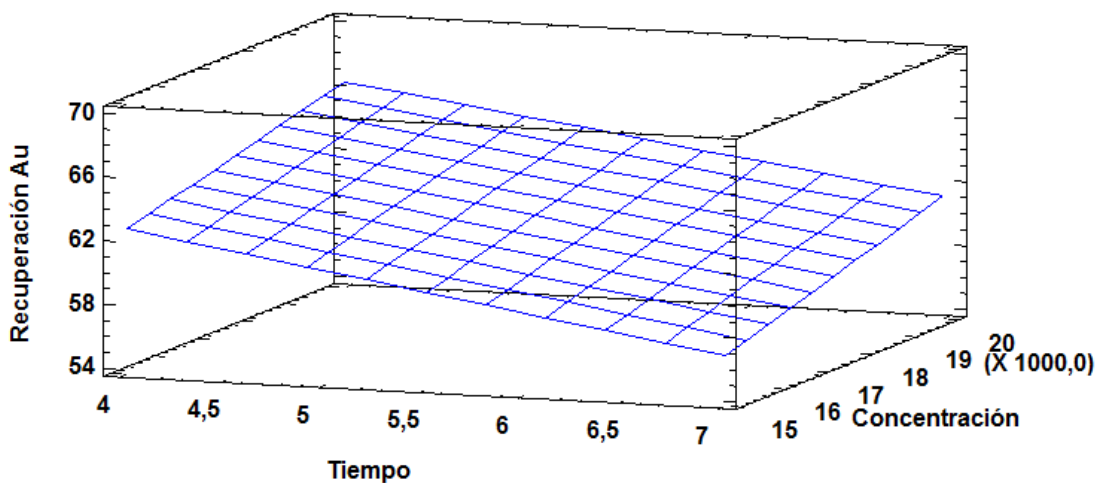


Figura 25. Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 12,0)

La superficie de respuesta para pH 12 de la Figura 25 muestra un rango de porcentajes de recuperación de oro de 54 a 66%, aproximadamente, el cual es bastante cercano al obtenido con pH 11. De igual manera, los valores más elevados de la variable de respuesta se dan para el menor tiempo y la mayor concentración de agente lixivante.

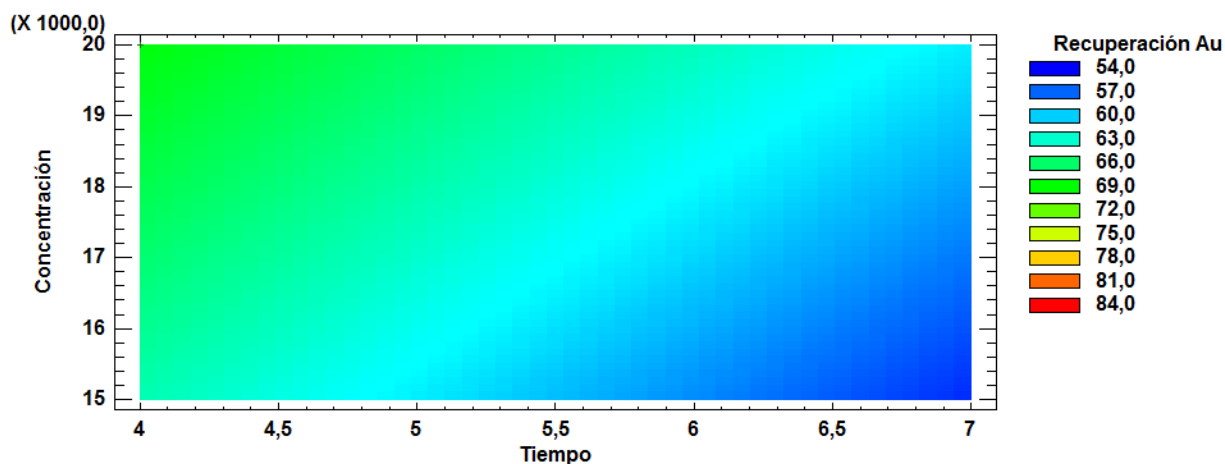


Figura 26. Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 11,0)

En este caso, el análisis ANOVA omite la relevancia en costos económicos que pueda presentar la elección del nivel alto o bajo de una o varias variables, dicho análisis descarta el pH como un factor importante, sin embargo, este parámetro es muy relevante en la evaluación del costo de producción. De acuerdo a la información de las Figuras 26 a la 27, hay una leve diferencia, con respecto al porcentaje de recuperación, esto es, 69% para pH 11 y 66% para pH 12. De esta manera, el proceso de disolución de oro tiene un ligero aumento en la recuperación de este metal con un pH 11. Por lo tanto, desde el punto de vista de consumo, la cantidad utilizada de modificador de pH para el proceso de lixiviación, puede ser disminuido en un 28 % aproximadamente, lo que representaría un ahorro en el costo de este reactivo del 22 %, comparado con respecto al de pH 12. Por esto, se evidencia que económicamente es más rentable trabajar en el nivel más bajo de pH.

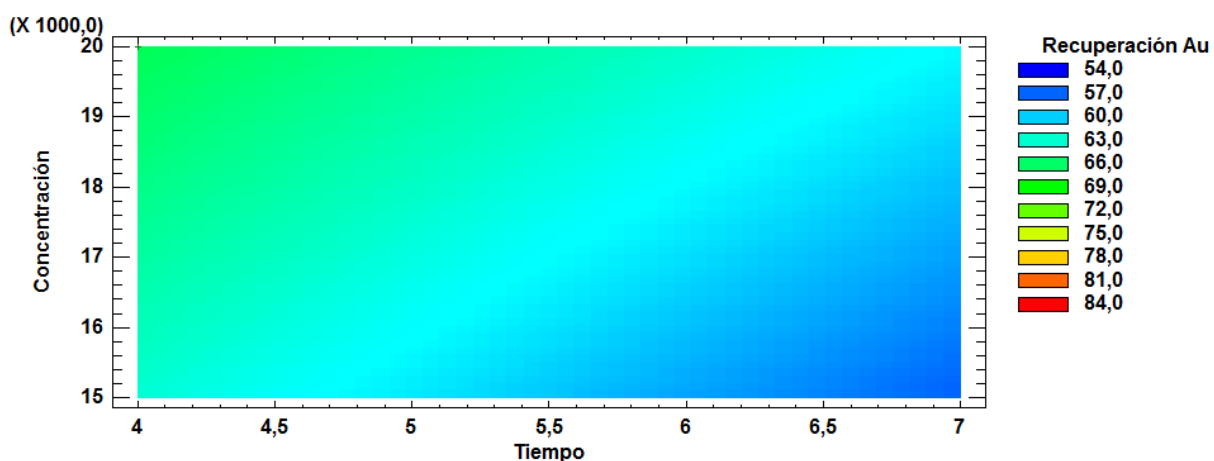


Figura 27. Contornos de la Superficie de Respuesta Estimada (pH Constante = 12,0)

En lo que resta de la valoración económica del proceso realizado en laboratorio, se detalla el costo de los reactivos empleados en cada una de las etapas y el consumo energético de las mismas. Por razones comerciales, se omite la lista de precios de los reactivos empleados para la flotación y lixiviación del mineral de estudio.

En la *Tabla 18* se consigna la información sobre el costo económico de reactivos para realizar el proceso hidrometalúrgico de flotación referente a una tonelada de mineral.

Tabla 18. Costo de reactivos de flotación para flotar una tonelada de mineral

Reactivo	Costo x tonelada (\$)
Sulfato de cobre	4.000,0
Aero 404	5.434,1
Aero MX 5160	1.920,5
Xantato Isopropílico de Sodio	1.612,0
Aero 65	6.139,6
Total	19.106,3

Adicionalmente, en la *Tabla 19* se especifica el costo de los reactivos para el proceso de lixiviación. El consumo del peróxido de hidrógeno (H_2O_2) es menor para el nivel bajo y, en consecuencia, para una lixiviación de 4 horas el ahorro en costos de este reactivo es del 22,3%, con respecto una lixiviación de 7 horas.

Tabla 19. Costo de reactivos para lixiviar una tonelada de mineral

Nivel	Costo x tonelada (\$)		
	Hidróxido de Sodio	Peróxido de Hidrógeno	Total
ALTO	15.750,0	319.140,0	334.890,0
BAJO	12.250,0	247.860,0	260.110,0

Por último, el consumo energético de los equipos utilizados en los procesos flotación y lixiviación se determinan a partir de los parámetros de operación que se muestran en la *Tabla 20*. El tiempo de operación de la máquina de flotación se mantiene constante, en tanto que el de la máquina de rodillos se establece para 4 y 7 horas de operación. En ambos casos la cantidad de material procesado corresponde a 20 kg.

Tabla 20. Parámetros de operación de los equipos de flotación y agitación.

Equipo	Voltaje (V)	Corriente (A)	Tiempo de operación (hr)
Máquina de flotación	440	0,89	9
Máquina de rodillos	440	0,94	4
			7

Dichos valores son de utilidad y se ha utilizado para calcular el consumo de energía de las máquinas. Esta información se muestra en la *Tabla 21*.

Tabla 21. Consumo de energía para procesar 20 kg de mineral

Equipo	Consumo eléctrico (kWh)
Máquina de flotación	3,50
Máquina de rodillos (4 horas)	1,65
Máquina de rodillos (7 horas)	2,89

De acuerdo con la Tabla 21, se tiene que para procesar una tonelada de mineral en el nivel bajo de experimentación, el consumo de energía es de 257,5 kWh, mientras que para el nivel alto es de 319,5 kWh, por lo tanto, la elección del nivel bajo representa un ahorro del 19,4% del costo de energía por cada tonelada de mineral procesado.

Con esto se concluye la valoración de la gestión del costo de producción.

4.5.5 Optimización de la variable de respuesta

Con la ayuda del paquete de software estadístico se ha establecido una recuperación de oro del 68,55 % utilizando los parámetros descritos en la *Tabla 22*

Tabla 22. Parámetros óptimos para lograr máxima recuperación de oro en la prueba de lixiviación intensiva.

Factor	Bajo	Alto	Óptimo
Tiempo	4,0	7,0	4,0
Concentración	15000,0	20000,0	20000,0
pH	11,0	12,0	11,0

Este resultado es de alto impacto, debido a que procesos semi industriales, en los cuales se utiliza cianuro como agente de lixiviación, permiten recuperar el 75% del oro contenido en el mineral explotado; en comparación contra los procesos tradicionales de la región, que están en un 40% de recuperación y utilizando el mercurio, el cual es un insumo que está prohibido usarlo en Colombia [27].

4.6 Análisis de residuos líquidos del proceso de lixiviación intensiva.

Tomando como referencia los valores óptimos para lograr la mayor recuperación de oro, se implementaron pruebas comparativas entre la lixiviación de oro empleando el agente de extracción de Au y el cianuro de sodio bajo las mismas condiciones experimentales. Los ensayos respectivos se han nombrado como LAB-B12-SAND y LAB-B4-CIAN con código 0874 y 0875, en su orden.

En la *Tabla 23* se presentan los resultados del porcentaje de recuperación de Au y la concentración de cianuro libre en las soluciones líquidas resultantes al final de cada ensayo. La determinación de esta variable, se realizó mediante el método SM4500-CN-E modificado⁵.

Tabla 23. % de recuperación de Au y concentración de CN en residuos de lixiviación.

Código	Sitio de muestreo	Variable	
		Recuperación Au (%)	Cianuro ⁶ (mg/L)
0874	LAB-B12-SAND	67,5	391
0875	LAB-B4-CIAN	68,3	4450

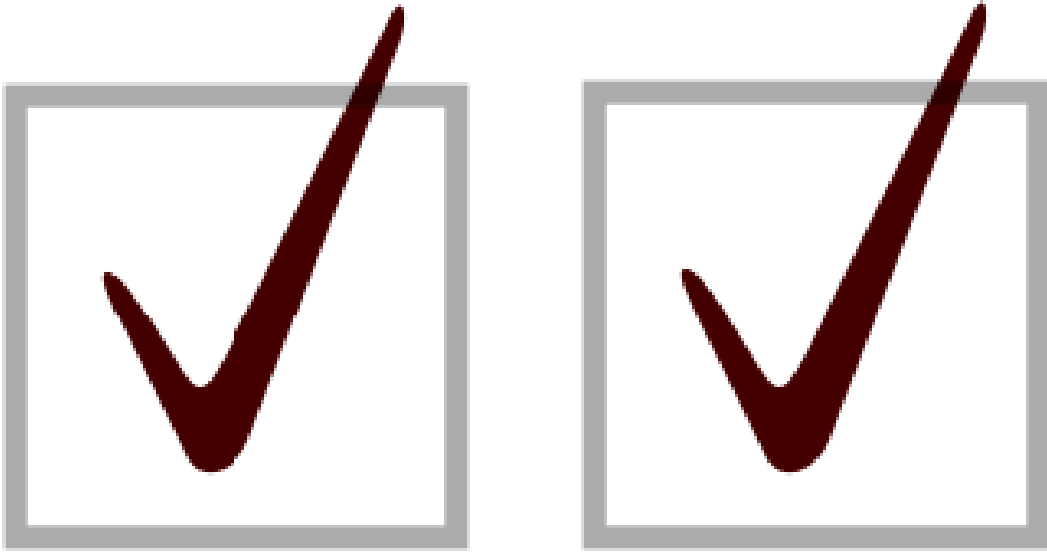
La recuperación de oro para ambos casos se aproxima al valor estimado como óptimo. Empleando el agente de extracción alternativo se logra un 67,5 % mientras que con el método de cianuración se consigue una recuperación del 68,3 %. Los resultados son los esperados de acuerdo con la ecuación que describe el comportamiento de la variable respuesta en función de las variables experimentales.

Por otro lado, ambos ensayos ofrecen porcentajes de recuperación de oro similares, y desde esta perspectiva, resulta conveniente el empleo de cualquiera de estos reactivos. Sin embargo, de acuerdo con los resultados, el agente de extracción de oro presenta mayores ventajas debido a la baja concentración de cianuro en los residuos de lixiviación; con tan solo 391 ppm, mientras que mediante el empleo de cianuro de sodio se tienen residuos con una concentración de 4450 ppm, cuyo valor es aproximadamente 11 veces mayor.

Lo anterior es un resultado que tiene alto impacto a nivel de la gestión ambiental y el cumplimiento de los estándares para la preservación del medio ambiente, y desde este punto de vista, se convierte en una alternativa que beneficiaría la extracción de oro: reduciendo los posibles riesgos de contaminación ambiental sin afectar el porcentaje de recuperación. De igual manera resulta más favorable para procesos de desactivación de los cianuros presentes ya que se disminuiría la cantidad de sustancias químicas empleadas para dichos propósitos y por ende una disminución en los costos de producción.

⁵ Para la ejecución del método fue necesario tomar una alícuota de la muestra problema y hacer una dilución, de modo que la concentración de cianuro estuviese dentro del rango de detección del instrumento.

⁶ En el Anexo 9 puede verse el reporte con los resultados del análisis de cianuro libre. Las muestras fueron enviadas al Laboratorio Ambiental de la Corporación Autónoma Regional del Cauca (CRC).



Capítulo 5. *Conclusiones*

Se consiguió establecer el proceso de lixiviación de oro con el mineral de la mina San Espejito, mediante el empleo de la técnica de lixiviación intensiva con previa concentración de sulfuros mediante técnica de flotación por espuma. De acuerdo con la caracterización del mineral, se requiere de varias etapas de limpieza en la flotación para elevar la concentración de las especies asociadas al oro y que este material tenga características favorables para implementar la técnica de lixiviación intensiva de forma directa. Se considera que los valores favorables deberían estar por encima de 40 g Au /t.

La granulometría adecuada para el proceso hidrometalúrgico de flotación se consigue a un tamaño de partícula fino, -200 mallas Tyler (-75 micrones), que es donde se encuentra una mayor cantidad de oro. El 48,6 % del contenido total de Au se encuentra a menos de 75 μm , dicho valor podría considerarse como el tamaño de liberación de partícula óptimo. Por ende el rango de pasante malla 200 adecuado para el proceso puede tomarse entre el 60% y el 70%.

El porcentaje de recuperación conseguido por el método de lixiviación intensiva utilizando el agente lixivante alternativo, alcanza el 68,55% con la ventaja de que se disminuye el tiempo de operación empleado en la lixiviación. El mejor resultado se consiguió a 4 horas de agitación.

La evaluación sobre la gestión del impacto ambiental mediante la medición de CN libre en los residuos de lixiviación, revela la principal ventaja del empleo del reactivo propuesto como alternativa, la baja concentración de CN en los residuos de la lixiviación. Las mediciones realizadas muestran la presencia de 391 mg/L de CN libre, mientras que por el método de cianuración se tiene 4.450 mg/L de CN libre. Por tal razón resulta ser una mejor elección para procesos de lixiviación de modo que pueda cumplirse con los altos estándares exigidos en el manejo ambiental sin recurrir a elevados costos ligados al control y manejo de residuos de lixiviación.

Los costos de producción pueden disminuir por las características que presenta el proceso alternativo frente al de cianuración bajo las mismas condiciones experimentales, dicha disminución puede reflejarse en el momento de realizar la descomposición del CN, que como se ha mencionado, se encuentra en una concentración menor para ser desactivada o descompuesta.

Realizar el proceso hidrometalúrgico de lixiviación durante cuatro horas permite disminuir el costo de los reactivos empleados, en general, para el hidróxido de sodio y el peróxido de hidrogeno se logró una reducción del 22 %. En complemento, el ahorro en el consumo de energía representa el 19,4 %, con respecto a una lixiviación de siete horas



Capítulo 6. *Recomendaciones*

Se aconseja trabajar con la granulometría más gruesa posible en el proceso de flotación para que el tamaño de partícula de los concentrados sea favorable en la separación de las fases sólido-líquido ya que una granulometría muy fina del mineral afecta los procesos de sedimentación para la separación de las fases y se crean partículas finas en suspensión que impiden la rápida separación y generan retrasos en la operación.

Se debe mantener el porcentaje de sólidos en un rango del 30 a 35 % cuando se trata de concentrados con un elevado valor de gravedad específica (igual o superior a 3.8), esto con el fin de evitar la sedimentación de los sólidos y favorecer un medio homogéneo para la agitación de la pulpa que garantice una mayor recuperación de Au. De implementarse el proceso a nivel de planta piloto, el porcentaje de sólidos debe mantenerse en los valores recomendados para evitar una sobrecarga en los equipos de trabajo empleados en el proceso.

Es aconsejable evitar remoliendas del mineral ya que a un tamaño demasiado fino surgen problemas para clarificar las soluciones de oro disuelto y la sedimentación de sólidos suspendidos. En caso de presentarse los inconvenientes mencionados se sugiere el empleo de agentes coagulantes y/o floculantes para acelerar el proceso de sedimentación de tal forma que se haga un uso moderado de estos; de lo contrario se generarían complicaciones en el filtrado de las soluciones con contenido de oro causadas por un posible taponamiento de los poros en los filtros por la formación de películas viscosas por el exceso de las sustancias empleadas para dichos fines.

Los residuos del proceso de lixiviación usando el agente de extracción de oro deben ser manipulados con cuidado ya que presentan trazas de cianuro, el cual debe ser descompuesto.

Para futuros trabajos sobre lixiviación con el agente de extracción de oro, se recomienda tener en cuenta factores como el tipo de mineral, la granulometría del mineral, realizar pruebas con concentrados gravimétricos y también la concentración agentes oxidantes, así mismo puede emplearse en vez de estos, aire a presión para oxigenar la pulpa o una combinación de ambos.

Se debe realizar una caracterización mineralógica con la que se puede tener conocimiento de la composición elemental, el tamaño de oro en el mineral y las fases u asociaciones que presente el oro.

Finalmente, se deben fomentar, mantener y fortalecer las relaciones entre empresas del sector privado con la Universidad del Cauca, para de esta manera tener participación activa en la industria y contribuir con investigación, como la desarrollada en este trabajo, en áreas de la metalurgia extractiva.

Capítulo 7. *Referencias*

- [1] Wills B.A; Napier-Munn T.J. (2006) *“Mineral Processing Technology, an Introduction to the Practical Aspects of Ore Treatment and Mineral”*. Elsevier Science & Technology Books. ISBN 0750644508. pp 7.
- [2] Chaves Tobar, J. (2015) *“Diagnóstico de los Procesos Metalúrgicos de Beneficio de Minerales Complejos de Oro y Plata, Realizados en el Programa Minero de la Empresa Sociedad Minera del Sur S.A.S. en el Municipio de Buenos Aires, en el Departamento del Cauca, República de Colombia”*. Universidad del Cauca, Colombia, pp. 59-60.
- [3] Carillo, M; Delgado, J; Córdoba, E. (2013) *“Lixiviación con Tiourea de dos Minerales Aueroargentíferos Santandereanos”*. *Revista Colombiana de Materiales*, N° 5, pp. 319-324
- [4] Santamaría Roncancio, J.I. et al. (2013) *“Comparación de Cianuro y Tiourea como Agentes Lixiviantes de un Mineral Aurífero Colombiano”*. *Revista Facultad de Ingeniería, UPTC, vol 22, N° 34, pp. 97-103*
- [5] Marsden, J; Iain House, C. (2009) *“The Chemistry of Gold Extraction”*. Segunda Edición. Estados Unidos, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc., ISBN -13: 978-0-87335-274-1
- [6] Mojica, J. 2015 *“Reporte Geológico: Mina San Espejito”* pp 6-7
- [7] Ingeniería Metalúrgica, *“Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales”*, Iván Quiroz Núñez, Lima Perú, pp 46.
- [8] Mexica de Cobre S.A. *“Controles Metalúrgicos”*. Unidad de la Caridad Nacozari Sonora México.
- [9] Fred C. Bond *“The Third Theory of Comminution”*, Lectura Outline, Montana School of Mines.
- [10] Ingeniería Metalúrgica, *“Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales”*, Iván Quiroz Núñez, Lima Perú, pp 46
- [11] Lynch A. J. (1980) *“Circuitos de Trituración y Molienda de Minerales” Rocas y Minerales*.
- [12] Matthews C. W. (1972) *“Trends in Size Reduction of Solids” Chemical Engineering*.

- [13] Jan Leja. (1982) "*Surface Chemistry of Froth Flotation*". Primera Edición. Canadá. Plenum Press, New York. University of British Columbia Vancouver, British Columbia. ISBN 978-1-4615-7977-9. pp 4.
- [14] Wills B.A. (1981) "*Mineral Processing Technology*". Biblioteca Central de la UDA 2da Edición. Pergamon Press.
- [15] Palomino Hidalgo A. E, Ramos Ledesma O. R (2008) "*Evaluación en la recuperación del oro y plata a partir de minerales sulfurados en una matriz de cuarzo*", Universidad Nacional Mayor de San Marcos, pp 48-54.
- [16] Lewis, F.M, Chase, C.K., Bhappu. R.B., (1976) "*Economic Evaluation of in situ Extracción for copper, Gold and Uranium*" World Mining and Metal Technology, Proc. Joint. MMIJ-AIME, Denver, Co., U.S.A., Sept 1-3, pp 33-347.
- [17] Kordosky, G.A. (1981) "*Recovery of copper from Oxide Ores, To day's practice, Process and fundamental Consideration of selected Hydrometallurgical Systems*", Martin C. Kulm Editors, Soc. of Min, Eng. New York, pp 3-10.
- [18] Habashi, Fathi. (1980). "*Principles of Extractive Metallurgy*". New York: Gordon and Breach.
- [19] McQuiston, F.W., and R.S. Shoemaker. (1975) "*Gold and Silver Cyanidation Plant Practice*". Volumen 1. SME-AIME Monograph. Salt Lake City, UT: SME-AIME.
- [20] Marsden, J; Iain House, C. (2009) "*The Chemistry of Gold Extraction*". Segunda Edición. Estados Unidos, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. ISBN -13: 978-0-87335-274-1, pp 39-42.
- [21] Chryssoulis, S.L., and L.J. Cabri. 1990. "*Significance of gold mineralogical balances in mineral processing*". *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy* 99:C1–C10.
- [22] Cristovici, M.A. 1986. "*Recovery of gold from old tailings ponds*". *Canadian Institute of Mining and Metallurgy Bulletin* 79:27–33.
- [23] Marsden, J; Iain House, C. (2009) "*The Chemistry of Gold Extraction*". Segunda Edición. Estados Unidos, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. ISBN -13: 978-0-87335-274-1, pp 269-271.
- [24] Davidson R.J et al. (1978) "*The Intensive Cyanidation of Gold-Plant Gravity Concentrates*". *Journal of the South African Institute of Mining and Metallurgy*, pp 146-165

- [25] Yáñez Traslaviña J.J, et al (2004) “*Caracterización de los minerales auríferos de la zona minera de San Pedro Frío (Bolívar, Colombia), para la selección de los procesos de extracción*” Grupo de Investigación en Minerales, Biohidrometalurgia y Ambiente, Universidad Industrial de Santander, pp 30-33
- [26] Chavarriaga J.A, Giraldo J.D. (2014). “*Estudio Estadístico de la Lixiviación con Cianuro como Proceso Alternativo a la Amalgamación y Valoración del Ambiente Laboral de una Muestra de Entables y Compras de Oro del Municipio de Remedios (Ant)*”, pp 45-46
- [27] Henao, J. (2015). “*Plan Estratégico Sociedad Minera del Sur S.A.S*”. ICESI. Cali. pp 04 pág.
- [28] López, E. (1998). “*Recopilación Bibliográfica Sobre la Determinación de Oro y Plata*”. UIS. Bucaramanga. pp 44 pág.

Capítulo 8. *Anexos*

ANEXO 1. Análisis de oro y plata en minerales auroargentíferos por vía seca (Ensayo al fuego) [28]

Resumen del Método

La muestra es fundida en una mezcla de fundentes, oxidantes y reductores, dependiendo de la naturaleza de la muestra a una temperatura de 1100°C. Posteriormente el producto metálico es nuevamente fundido en una copela a 850°C de donde se obtiene un botón de oro y plata, luego el botón es atacado con ácido nítrico para determinar la cantidad de oro.

Reactivos

Litargirio.
Carbonato de sodio.
Bórax.
Sílice.
Nitrato de sodio.
Harina de trigo.
Plomo laminado.
Plata electrolítica.
Ácido nítrico.

Equipos y materiales

Balanza analítica.
Horno mufla.
Campanas extractoras.
Pinzas para crisol.
Pinzas para manejo de copelas, crisoles.
Guantes, delantal y careta.
Lingoteras.
Yunque.
Martillo.
Crisol de arcilla.
Copelas.
Plancha de calentamiento.
Crisol de porcelana.
Vidriería.

Procedimiento

Fusión de la muestra

1. Pesar la cantidad de muestra necesaria pulverizada, obtenida previamente por cuarteo y homogenización: 25 gramos para mineral procedente de mina y 15 gramos para concentrados minerales.
2. Preparar una carga de mezcla de fundentes, oxidantes y reductores dependiendo de la naturaleza de la muestra, dicha muestra debe ser de granulometría fina.
3. Mezclar vigorosamente en un crisol de arcilla la carga con la muestra y cubrir con bórax.
4. Colocar en la mufla a 1100°C (la mufla debe ya estar a una temperatura de mínimo 800 °C) por un tiempo aproximado de 75 minutos.
5. Vaciar el contenido en una lingotera previamente impregnada con tiza y precalentada sobre el exterior de la mufla.
6. Dejar enfriar y separar con un martillo la fase metálica de la escoria apoyándose en un yunque. Darle forma de cubo.

Copelación

1. Calentar las copelas en la mufla a 800°C por 20 minutos.
2. Introducir el botón metálico, sobre la copela y esperar a que se evapore el plomo, permitiendo el ingreso de aire.
3. Sacar la copela sin dejar evaporar la plata del botón resultante (el instante preciso de sacar la copela es cuando la gota fundida pierde el brillo metálico, es lo que se conoce como apagado).
4. Laminar el pequeño botón que contiene sólo el oro y la plata.
5. Pesar el botón en la balanza analítica con una precisión de cinco cifras decimales, P_1 .

Ataque con ácido nítrico

1. Llevar el botón a un crisol de porcelana.
2. Atacar en caliente con ácido nítrico en una relación 3:1 y luego 1:1, en ambos casos dejar atacar hasta que no se observe reacción.
3. Enjuagar, secar y dejar enfriar.
4. Pesar el residuo que corresponde al oro de la muestra, P_2 .
5. En caso de no obtener disminución de peso en el botón, significa que la relación de oro y plata es pequeña y hay necesidad de encuartar. Este proceso se hace envolviendo el botón en plomo laminado con tres veces el peso en plata, se copela y se ataca el botón nuevamente con ácido nítrico.

Observación

Es necesario hacer un blanco con la carga para estar seguro que no contienen elementos que afecten el análisis, ocurre frecuentemente que el litargirio contiene cantidades apreciables de plata.

Cálculo

$$ORO = \frac{P_2(mg)}{\text{Peso de la muestra (g)}} \times 10^3 [g Au / ton mineral]$$

$$PLATA = \frac{(P_1 - P_2) (mg)}{\text{Peso de la muestra (g)}} \times 10^3 [g Ag / ton mineral]$$

ANEXO 2. Procedimiento para calcular la gravedad específica del mineral

Gravedad Específica: Es la propiedad que compara la densidad de una sustancia con la densidad de otra sustancia tomada como referencia. También puede expresarse como la relación entre peso específico de una sustancia y el peso específico del agua a 4°C a 1 atm de presión.

1. Lavar el balón volumétrico.
2. Secar el balón.
3. Enfriar el balón.
4. Pesar balón con tapa (balón vacío, masa M1)
5. Aforar el balón con agua y pesar nuevamente (masa M2).
6. Calcular la masa del agua $M_{i-agua} = M2 - M1$
7. Desocupar, lavar, secar y enfriar el balón.
8. Pesar 5g de mineral. (masa del mineral Mm)
9. Agregar al balón la muestra de 5g y llenar con agua hasta la mitad del total de su capacidad.
10. Calentar a fuego bajo para eliminar oxígeno.
11. Terminar de llenar el balón con agua hasta la marca de aforo.
12. Pesar el balón + agua + mineral (masa M3)
13. Calcular la masa de la cantidad de agua agregada, $M_{f-agua} = M3 - (M1 + Mm)$
14. Calcular el volumen de agua desplazada por el mineral (Volumen del mineral Vm)

$$Vm = M_{i-agua} - M_{f-agua}$$

15. Calcular la densidad del mineral ρ_m : $\rho_m = Mm/Vm$
16. Determinar la gravedad específica sg del mineral:

$$sg = \rho_m / \rho_{H_2O}$$

Donde ρ_{H_2O} es la densidad del agua a 4°C a 1 atm de presión. Generalmente es 1g/cm³

ANEXO 3. Determinación de la retención de líquidos.

El porcentaje del líquido retenido se determina utilizando la ecuación que se muestra a continuación:

$$w = [(M_{cms} - M_{cds}) / (M_{cds} - M_c)] \times 100 = (M_w / M_s) \times 100$$

Donde:

w : Contenido de agua, %,

M_{cms} : masa del contenedor y la muestra húmeda, g,

M_{cds} : masa del contenedor y la muestra secada en el horno, g,

M_c : masa del contenedor, g,

M_w : masa del agua, g,

M_s : masa de la muestra secada en el horno, g.

En la *Tabla 3.A* se presenta los datos necesarios para calcular el contenido de agua w para las muestras de mineral con distinta granulometría.

Tabla 3.A. Resultados de la prueba de retención de líquidos.

Malla	Masa contenedor y muestra humedad (g)	Masa contenedor y muestra seca (g)	Masa contenedor (g)	Contenido de agua (%)
-100	188,949	181,701	161,766	36,4
-200	189,397	181,979	161,766	36,7

ANEXO 4. Análisis cualitativo de sales solubles

Reactivos

Ferrocianuro de potasio $K_4Fe(CN)_6 \cdot 3H_2O$ 1N (105.6 g/L)

Amoniaco al 10%

Procedimiento

1. Pesar 20 g de muestra y pasar a vaso de precipitado.
2. Agregar 60 ml de agua desionizada.
3. Agitar sobre plancha con agitación magnética.
4. Filtrar sobre papel filtro.
5. En 3 tubos de ensayo agregar 5 ml del filtrado.

Determinación de sales ferrosas.

Agregar 2 gotas de ferrocianuro de potasio, la aparición de un precipitado azul intenso indica la presencia de sales ferrosas.

Determinación de sales de zinc y de cobre

En otro tubo de ensayo agregar 2 gotas de amoníaco, la aparición de un precipitado blanco indica la presencia de sales de zinc, si al agregar un exceso de amoníaco el precipitado se disuelve y aparece una coloración azul indica que hay presencia de sales de cobre.

ANEXO 5. Prueba de moliendabilidad**Equipos**

Molino de bolas cerrado tipo laboratorio.

Cuerpos moledores (Bolas de acero) de 3 tamaños distintos: 1/2", 1", 1" 1/2.

Tamices malla: 10, 16, 20, 40, 60, 100, 140, 200, 325 serie Tyler

Bandejas

Probeta de 1000 ml

Balanza analítica

Horno eléctrico.

Procedimiento

1. Calcular el número adecuado de cuerpos moledores.
2. Tomar 2000 g de mineral a -10 mallas Tyler 100% pasante previamente cuarteado.
3. Agregar el mineral y un litro de agua al molino.
4. Pasar el mineral molido por malla 200 en húmedo.
5. Secar en el horno la cantidad de muestra retenida en la malla.
6. Homogenizar la muestra seca.
7. Realizar el análisis granulométrico.
8. Repetir los pasos 2 al 7 para cada uno de los tiempos de molienda establecidos.

Cálculo de carga para el molino**Determinación de velocidad crítica del molino**

El valor de la velocidad crítica del molino debe conocerse para evitar estar fuera del rango óptimo de operación del molino.

$$N_c = \frac{42,3}{\sqrt{D}}$$

El diámetro del molino es de 0,3 m por lo que la velocidad crítica será

$$N_c = \frac{42,3}{\sqrt{0,3}} = 77,2 \text{ rpm}$$

Se operará el molino al 60% de su velocidad crítica.

Medidas o parámetros

Molino

Radio $R = 15 \text{ cm} = 0,49 \text{ ft}$

Altura $h = 19,5 \text{ cm} = 0,64 \text{ ft}$

Volumen del molino $V_m = \pi R^2 h = 13783,74 \text{ cm}^3 = 0,48 \text{ ft}^3$

Porcentaje de velocidad crítica $C_s = 60\%$

Cuerpos moledores

$V_p = 0,35$

Diámetro

$d_1 = 0,5 \text{ pulg}$

$d_2 = 1,0 \text{ pulg}$

$d_3 = 1,5 \text{ pulg}$

Características del Mineral

Densidad $\rho = 2,97 \text{ g/cm}^3$

Índice de trabajo $W_i = 14 \text{ kW-h/t}$

Tamaño de partícula del alimento del molino $F_{80} = 1107,94 \mu\text{m}$

$K = 350$ para molienda en medio húmedo

La carga del medio de molienda se calculó a partir de la ecuación (2.15)

$$C_w = 0,821(0,98)^2(0,64)(0,35)(293)$$

$$C_w = 51,75 \text{ lb} = 23,44 \text{ kg}$$

El tamaño de la bola de reemplazo se obtuvo de la ecuación (2.17)

$$B = \left(\frac{1107,94}{350} \right)^{1/2} \left(\frac{14,93 \times 2,97}{60\sqrt{0,98}} \right)^{1/3}$$

$$B = 1,6 \text{ pulg}$$

La distribución de tamaños de bolas se calculó usando la ecuación (2.18). Los resultados se muestran en la *Tabla 5.A*.

Tabla 5.A. Determinación de la carga de bolas.

d (pulg)	Y	% Peso Acumulado	% Peso	Peso de bolas (kg)
1.5	78,20	21,80	21,80	5,11
1.0	16,68	83,32	61,52	14,42
0.5	1,19	98,81	15,49	3,63
Carga Total				23,16

% Peso acumulado: $Y' = 100 - Y$

% Peso: $P = (Y'_{i+1} - Y'_i)$

Peso de bolas = $\%P \cdot C_w / 100$

El peso de la carga del medio de molineta calculado es 23,16 kg y difiere en 0,28 kg con el valor teórico, la carga restante será compensada con bolas de 1,5 pulgadas.

ANEXO 6. Rutina para la concentración de minerales.

Reactivos

Sulfato de Cobre (CuSO₄)

Aero MX 5160

Xantato Isopropílico de Sodio (XINa)

Aerofloat A404

Aerofloat A65

Equipos y herramientas

Molino de bolas

Cuerpos moledores

Máquina y celdas de flotación marca Denver

Bandejas

Horno eléctrico

Procedimiento

1. Preparar 2 kg de mineral a -10 mallas Tyler 100%.
2. Agregar el mineral, los cuerpos moledores y el agua al molino, además de los reactivos para acondicionamiento de la superficie del mineral para la flotación: 500 g/t de Sulfato de cobre y MX5160.
3. Moler durante 6 minutos y agregar Xantato Isopropílico de Sodio y dar continuidad a la molienda durante 5 minutos más.
4. Terminar la molienda y descargar la pulpa mineral del molino en una bandeja con capacidad para 4 litros.
5. Repetir los pasos 1 a 4 hasta terminar con la cantidad de mineral destinada para la flotación.
6. Agregar a la celda de flotación Denver la pulpa contenida en una de las bandejas, luego completar un volumen de 3850 ml con agua, de este modo el porcentaje de sólidos será 38%.
7. Encender la máquina de flotación y acondicionar la pulpa durante 30 segundos, luego en intervalos de tiempo iguales agregar en su respectivo orden MX5160, Xantato Isopropílico de Sodio (XINa) y A404.
8. Dejar en acondicionamiento durante 1 minuto y 30 segundos y agregar A 65.
9. Esperar durante 3 minutos y abrir la llave de aire de la máquina de flotación y flotar durante 15 minutos. Se obtendrá el concentrado de flotación Rougher I, (60 rpm).
10. Cerrar la llave de aireación y agregar MX 5160, esperar 30 segundos y adicionar Xantato Isopropílico de Sodio y al cabo de 30 segundos más adicionar A404, esperar por 1 minuto y 30 segundos y agregar A 65 y después de 3 minutos abrir la llave de aire para flotar el mineral durante 10 minutos. Se obtendrá el concentrado de flotación Scavenger, (60 rpm).
11. Crear un composito con los concentrados de flotación Rougher y Scavenger (a partir de 4 kg de mineral) y disponerlos para la limpieza (Flotación Cleaner).
12. Verter las colas de flotación en un recipiente adecuado para su almacenamiento.
13. Preparar la pulpa mineral del concentrado general para la limpieza en una celda de flotación con capacidad para 2000 ml.
14. Encender la máquina de flotación y homogenizar la pulpa durante 2 minutos, luego abrir la llave y flotar durante 12 minutos, (60 rpm).
15. Flotar el concentrado obtenido durante 10 minutos, (50 rpm).
16. Flotar el concentrado del paso 15 durante 7 minutos, (45 rpm).
17. Flotar el concentrado del paso 16 durante 5 minutos, (45 rpm).
18. Realimentar la flotación Rougher con las colas de Flotación Cleaner (Medios).
19. Secar a temperatura ambiente el concentrado resultante del procedimiento anterior.

ANEXO 7. Rutina lixiviación en botella.

Reactivos

Agente de extracción de oro.
Hidróxido de Sodio (NaOH)
Peróxido de Hidrógeno (H₂O₂)

Equipos

Botellas de vidrio
Máquina de rodillos
Medidor de pH
Pro pipeta
Pipeta graduada (25 ml)
Vidrio reloj
Balanza de precisión.
Probeta de 1 L
Embudos
Papel filtro
Tubos de Ensayo
Gradilla
Bandejas

Procedimiento

1. Realizar ensayo de tenor de oro a la cabeza original del mineral empleado para la lixiviación.
2. Seleccionar botellas con el volumen adecuado para garantizar optima agitación.
3. Pesar en una balanza de precisión 288 g de concentrado mineral y adicionar 672 ml de agua medidos en una probeta. De esta forma la densidad de pulpa será de 1,28 kg/L.
4. Marcar las botellas y agitar la pulpa en la máquina de rodillos durante 10 minutos hasta homogenizar completamente.
5. Agregar la cantidad de Hidróxido de Sodio (NaOH) determinada para obtener el valor de pH según el diseño estadístico experimental.
6. Agitar la pulpa durante 20 minutos en la máquina de rodillos.
7. Verificar el pH con ayuda de un pH-metro después de transcurridos los 20 minutos.
8. Pesar y agregar la cantidad respectiva del agente lixivante de oro a cada botella según los parámetros definidos en el diseño estadístico experimental.
9. Reanudar la agitación.
10. Adicionar peróxido de hidrógeno después de transcurridos 20 minutos desde el inicio del paso 7.

11. Repetir el paso 10 cada hora, disminuyendo la cantidad de peróxido de hidrógeno, a su vez verificar el valor de pH.
12. Adicionar hidróxido de sodio en caso de disminuir el valor de pH.
13. Detener la lixiviación y tomar muestras de solución rica y de colas al final del proceso (según los tiempos establecidos en el diseño estadístico). La solución rica se debe filtrar y recoger el contenido en tubos de ensayo, previamente marcados, para medir la concentración de oro disuelto en la solución. Las colas de lixiviación se almacenan en bandejas para su secado y posterior determinación del tenor de oro por ensayo al fuego convencional.

ANEXO 8. Análisis elemental del agente de extracción de oro.



Facultad de Ingeniería
Escuela de Ingeniería de Materiales
Laboratorio de Fluorescencia de Rayos X – LaB-FRX

REPORTE DE FLUORESCENCIA DE RAYOS X

Identificación:	Muestra de extracción de oro.	Consecutivo Lab-FRX:	NI 0015
Tipo de muestra:	Polvo	Responsable del muestreo:	CLIENTE
Cliente/ Empresa:	SOCIEDAD MINERA DEL SUR	Método de muestreo:	CLIENTE
Contacto:	Jorge Garzón – Anderson A. Quemag	Análisis:	20/10/2016
Teléfono:	3122862786 - 3185989037	Informe:	15/11/2016
E-mail:	comercial@cigydltda.com	Consecutivo Informe:	RP0015
Método de análisis:	WDXRF-OMNIAM PASTILLA	Aplicación:	OMNIAM

Resultados:

Compuesto	(% en peso)
N	15,23
C	16,05
H	0,43
Na ₂ O	42,40
MgO	0,08
Al ₂ O ₃	0,04
SiO ₂	0,11
P ₂ O ₅	0,07
SO ₃	0,09
Cl	0,16
K ₂ O	18,37
CaO	1,10
Cr	0,02
Mn	0,10
Fe ₂ O ₃	5,65
Ni	0,02
Zn	< 0,01
Br	0,10
Rb	0,01
Mo	< 0,01

El resultado se reporta en base seca a 105° C.
Esta técnica de análisis no descarta presencia de elementos no reportados en concentraciones menores a 100 ppm.
El análisis corresponde a un programa semicuantitativo.
% Humedad de la muestra: 5,14

Información de interés en el ensayo:

Preparación de la muestra. La muestra se seco a 105° C y luego se mezcló con cera Merck para análisis de fluorescencia de rayos X en relación 10:1 (10 gr de muestra y 1 gr de cera), la cual una vez homogenizada fue llevada a una prensa hidráulica a 198 KN generando una pastilla de 40 mm. El análisis de las muestras se realizó en un tiempo de 20 min.

Especificaciones del equipo. Para el ensayo se utilizó un Espectrómetro de Fluorescencia de Rayos X secuencial por longitud de onda dispersiva (WDXRF) marca PANalytical modelo AXIOS mAX, equipado con un tubo de Rodio con una potencia máxima de 4.0 KW, software SuperQ versión 5.0L – Estándares de la base de datos OMNIAN, para análisis semicuantitativo y la detección de elementos desde el Sodio (Na) hasta el Uranio (U).

Notas:

1. *Los resultados reportados en este informe son válidos únicamente para la muestra analizada y no para otra de la misma procedencia o función.*
2. *La muestra analizada ha sido seleccionada y suministrada por el cliente bajo su responsabilidad.*
3. *En caso de reclamación sobre los resultados, se podrá realizar durante los siguientes tres meses después de la entrega del informe.*
4. *Al cliente se le entregará la contramuestra si éste la requiere, en caso contrario ésta será almacenada por un periodo de tres meses.*
5. *El Laboratorio de Fluorescencia de Rayos X de la Universidad del Valle se compromete tener en completa reserva los resultados obtenidos.*



RUBY MEJIA DE GUTIERREZ, Ph.D.
Coordinadora
Laboratorio de Fluorescencia de Rayos X.

Universidad del Valle
Calle 13 No. 100-00. Edificio 349. Espacio 2011
Tel: (572) 3212270 - 3302436
ruby.mejia@correounivalle.edu.co

Anexo 9. Resultados análisis de cianuro en colas de lixiviación.

	CORPORACION AUTONOMA REGIONAL DEL CAUCA LABORATORIO AMBIENTAL	Código: FT-PDPA-LA027
		Fecha: 13/02/2013
REPORTE DE RESULTADOS – MUESTRA DE AGUA		Versión: 3
		Página 1 de 1

Fecha: Septiembre 30 de 2016.

Cliente: Anderson A. Quemag	Solicitud N°: 252
Dirección: Carrera 7 N° 9-49 Popayán	Teléfono:
Municipio de muestreo: Buenos Aires	Fecha de Recepción: Septiembre 29 de 2016.
	Fecha de Análisis: Septiembre 29 a septiembre 30.

Muestreo:

Plan de Muestreo N°	N/A
Fecha de Muestreo	N/A
Lugar de muestreo	N/A
Procedimiento de muestreo	N/A
Condiciones ambientales	N/A

Identificación de la muestra

Código Muestra	Sitio de Muestreo
0874	LAB-B12-SAND
0875	LAB-B4-CIAN

Resultados laboratorio:

Variable	Método	Unidad	Resultados	
			0874	0875
Cianuro	SM4500-CN E, modificado	mg/L	391	4450

Nota:

Matriz: RESIDUOS LÍQUIDOS DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN DE ORO

Observaciones:

-Los resultados que se relacionan en este informe hacen referencia únicamente a las muestras analizadas.
 -Este documento no puede ser reproducido parcial o totalmente sin la debida autorización del Laboratorio Ambiental.

DIEGO ZULUAGA VERA
 Responsable Laboratorio Ambiental

Carrera 7 # 1N - 28 Edificio Edgar Negret Dueñas
 Pbx: 8203232 fax: 062 - 8203251
 Línea verde: 018000932895
 www.crc.gov.co

Laboratorio Ambiental: Vivero CRC, Vereda González, Popayán Telefax: 8245602

