



Recuperación de oro libre y asociado a la pirita de los relaves de la minera El Roble por el método de flotación: Parte 2

Juan Guillermo Henao Casas

Informe final semestre de industria, para optar por el título de Ingeniero de materiales

Asesores

María Esperanza López Gómez,

Doctora en ciencia y tecnología de materiales – Universidad de Oviedo, Profesora ad honorem
Departamento de Materiales - Universidad de Antioquia.

Juan Diego Peña Gómez,

Ingeniero de materiales - Universidad de Antioquia, Jefe de metalurgia y asistente de
superintendencia de planta MINER S.A.

Universidad de Antioquia

Facultad de Ingeniería

Ingeniería de Materiales

Medellín

2023

Referencia

- [1] J. G. Henao Casas, "Recuperación de oro libre y asociado a la pirita de los relaves de la minera el Roble por el método de flotación: Parte 2", Ingeniería de Materiales, Universidad de Antioquia, Medellín, 2023.

Estilo IEEE (2020)



Centro de Documentación en Ingeniería, CENDOI

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

Universidad de Antioquia - www.udea.edu.co

Rector: John Jairo Arboleda Céspedes.

Decano/Director: Julio César Saldarriaga Molina.

Jefe departamento: Francisco Javier Herrera Builes.

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

Dedicatoria

Este trabajo está dedicado a mi familia, quienes me han acompañado y apoyado siempre para alcanzar mi realización profesional y personal.

Agradecimientos

Agradezco a la Universidad de Antioquia y a su planta profesoral que contribuyeron de manera directa en mi formación profesional, a la mina El Roble por permitirme realizar mi práctica profesional en sus instalaciones, a todos mis compañeros de universidad, la mina y especialmente a mis asesores la doctora María Esperanza López, al ingeniero Juan Diego Peña y al ingeniero Eduart Saldarriaga quienes me guiaron durante todo el proceso de investigación.

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN.....	9
ABSTRACT	10
I. INTRODUCCIÓN	11
II. OBJETIVOS.....	13
A. Objetivo general	13
B. Objetivos específicos.....	13
III. MARCO TEÓRICO.....	14
A. OTROS MINERALES PRESENTES	16
1) Tetraedrita o cobre gris	16
2) Sulfuros.....	17
3) Óxidos e hidróxidos de hierro.....	17
4) Oro nativo	19
B. ALTERACIÓN DE LOS RELAVES POR LA EXPOSICIÓN AL MEDIO AMBIENTE..	19
C. CONCENTRACIÓN DE MINERALES.....	23
1) Concentración por Gravedad.....	23
2) Flotación	24
IV. METODOLOGÍA.....	31
V. ANÁLISIS Y RESULTADOS.....	35
A. Curvas de moliendabilidad.....	35
1) Análisis granulométrico de malla valorada.....	37
B. Flotación de relaves	39
1) Flotación variando el P80	40
2) Flotación variando el pH.....	41
3) Flotación a pH alcalino.....	43

4) Curvas Rougher.....	44
5) Modelo cinético de flotación.....	46
C. Parámetros de flotación.....	48
VII. CONCLUSIONES.....	50
VIII. RECOMENDACIONES.....	52
REFERENCIAS.....	53
ANEXOS.....	56

LISTA DE TABLAS

TABLA I. CLASIFICACIÓN DE LOS ESPUMANTES [15].	27
TABLA II. MATRIZ DE PARAMETROS DE FLOTACIÓN.	33
TABLA III. PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD DE LOS RELAVES DE LAS PRESAS 1 Y 4.	35
TABLA IV. DISTRIBUCIÓN DE ROTURA DE LAS PRESAS 1 Y 4.	36
TABLA V. PORCENTAJE ACUMULADO DE ORO EN RELAVES DE LA PRESA 1.	37
TABLA VI. PORCENTAJE ACUMULADO DE ORO EN RELAVES DE LA PRESA 4.	38
TABLA VII. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LAS PRESAS 1 Y 4 VARIANDO EL P80.	40
TABLA VIII. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LAS PRESAS 1 Y 4 VARIANDO EL PH.	41
TABLA IX. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LA PRESA 1 A PH SUPERIOR.	43
TABLA X. FLOTACIÓN ROUGHER DE LOS RELAVES DE LAS PRESAS 1 Y 4.	45
TABLA XI. PARÁMETROS DEL MODELO DE KELSALL MODIFICADO.	46
TABLA XII. DOSIFICACION DE REACTIVOS.	48

LISTA DE FIGURAS

Fig. 1. Oro encapsulado en pirita: a) Relave presa 1 retenido malla 100, b) Relave presa 4 retenido malla 150, (Au: Oro, py: Pirita, po: Pirrotita)[1]	11
Fig. 2. Estructura cristalina más común de la pirita, a. Cúbica, b. Piritojedal y c. Octaedral [3].	14
Fig. 3. Representación esquemática de tipos de asociaciones de oro con minerales de sulfuro [2].	15
Fig. 4. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-H ₂ O [11].	21
Fig. 5. Tamaño de grano de la partícula de oro versus el tipo de equipo de concentración de gravedad [16].....	24
Fig. 6. Tipos de colectores [18].....	26
Fig. 7. Clasificación de los agentes modificadores [18].	27
Fig. 8. Metodología empleada.....	31
Fig. 9. Equipo de laboratorio. a) Ro-tap. b) Celda de flotación. c) Molino de bolas.	32
Fig. 10. Esquema general de proceso experimental.	32
Fig. 11. Curva de moliendabilidad de los relaves de las presas 1 y 4.	35
Fig. 12. Distribución de rotura en función de la dureza (5 minutos de molienda).....	36
Fig. 13. Malla Valorada de la curva de moliendabilidad de la presa 1.	38
Fig. 14. Malla Valorada de la curva de moliendabilidad de la presa 4.	39
Fig. 15. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el P80, presa 1.	40
Fig. 16. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el P80, presa 4.	41
Fig. 17. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el pH, presa 1.	42
Fig. 18. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el pH, presa 4.	42
Fig. 20. Curva Rougher de los relaves de las presas 1 y 4.	45
Fig. 21. Modelo de Kelsall modificado de los relaves de la presa 1.	47
Fig. 22. Modelos de Kelsall modificado de los relaves de la presa 4.	48

SIGLAS, ACRÓNIMOS Y ABREVIATURAS

ϕ	Fracción de componentes de flotación.
λ	Constante cinética de flotación.
% Recup.	Porcentaje de recuperación del mineral de interés.
Acum.	Acumulado.
Au	Oro.
D80	Diámetro donde el 80% de las partículas pasa un tamaño determinado. (μm).
Exp.	Experimental.
F80	Alimento donde el 80% de las partículas pasa un tamaño determinado. (μm).
k	Constante cinética de flotación. (1/min.).
kf	Constante cinética de flotación rápida. (1/min.).
ks	Constante cinética de flotación lenta. (1/min.).
min.	Minuto
mod.	Modificado.
P	Constante cinética de flotación.
P1.	Presa de relaves 1
P4.	Presa de relaves 4
P80	Producto donde el 80% de las partículas pasa un tamaño determinado. (μm).
pH	Medida del grado de acidez o alcalinidad de la pulpa de flotación
po	Pirrotita.
py	Pirita.
R	Recuperación del mineral de interés.
R∞	Porcentaje de recuperación máxima en tiempo infinito.
SEM	<i>Scanning Electron Microscopy</i> (Microscopia electrónica de barrido).
t	Tiempo. (min.)

RESUMEN

A través de este trabajo y con base en la información recopilada por el Laboratorio de metalurgia de la Empresa El Roble, ubicada en el municipio del Carmen de Atrato en el Departamento del Choco, se probó un esquema experimental con el fin de obtener los parámetros adecuados para la recuperación del oro libre y la pirita aurífera, por la técnica de flotación. Para esto se estudió cuidadosamente el mineral procedente de las presas de relave 1 y 4 de la mina por microscopía SEM, para identificar las especies minerales presentes; se realizó una curva de moliendabilidad para ambas muestras minerales con su respectivo análisis granulométrico por tamizado mecánico, para determinar el tamaño de partícula que conduzca a la mayor tasa de recuperación de oro y para cuantificar los resultados se hizo análisis químico por espectroscopía de absorción atómica.

La elección de los reactivos de flotación que se emplearon en este estudio se hizo con base en la capacidad de éstos para recuperar el oro y la pirita aurífera, logrando recuperaciones altas de pirita aurífera, todo esto se comprobó por análisis químico. En este estudio se encontró que los mejores resultados de recuperación se obtienen con una molienda a 75 μm para los minerales de ambos relaves, el pH al que se deben flotar varía debido a los colectores empleados y a las propiedades fisicoquímicas de cada mineral. El modelo cinético de flotación mostró que el máximo porcentaje de recuperación de pirita aurífera para los relaves de la presa 1 es de 82,62% y para la presa 4 es de 90,45%.

Si bien el proceso de flotación ayuda a recuperar piritas auríferas, no es el método indicado para recuperar el oro encapsulado, ya que este tipo de minerales requieren de otros procesos más efectivos como oxidación para eliminar la matriz de sulfuro y recuperar el oro por cianuración.

***Palabras clave* —Pirita, pirita aurífera, calcopirita, flotación por espumas, moliendabilidad, granulometría.**

ABSTRACT

Through this work and based on the information collected by the Metallurgy Laboratory of the El Roble Company, located in the municipality of Carmen de Atrato in the department of Choco, an experimental scheme was tested to obtain the appropriate parameters. for the recovery of free gold and auriferous pyrite, by the flotation technique. For this, the mineral from tailings dams 1 and 4 of the mine was carefully studied by SEM microscopy, to identify the mineral species present; A grindability curve was made for both mineral samples with their respective granulometric analysis by mechanical sieving, to determine the particle size that leads to the highest gold recovery rate and to quantify the results, a chemical analysis was done by atomic absorption spectroscopy.

The choice of flotation reagents that were used in this study was made based on their ability to recover gold and gold pyrite, achieving high gold pyrite recoveries, all this was verified by chemical analysis, in this study it was found that the best recovery results are obtained at a 75 μm grind for both tailings, the pH at which the different tailings should be floated varies due to the collectors used and the physicochemical properties of each mineral, the kinetic flotation model showed that The maximum recovery percentage of gold-bearing pyrite and gold for the tailings of Dam 1 is 82,62% and for Dam 4 it is 90,45% under the flotation conditions studied here.

Although the flotation process helps to recover gold-bearing pyrites, it is not the indicated method to recover encapsulated gold, since this type of mineral requires other more effective processes such as oxidation to eliminate the sulfide matrix and recover gold by cyanidation.

Keywords —Pyrite, auriferous pyrite, chalcopyrite, froth flotation, grindability, granulometry.

I. INTRODUCCIÓN

La actividad principal de La minera El Roble es la exploración y concentración de mineral de cobre (calcopirita) con contenidos de oro y plata, para su comercialización. El proceso de concentración y limpieza del mineral de cobre genera unos minerales de desecho o pasivos ambientales compuestos en su mayoría por pirita, calcopirita, hematita, magnetita, pirrotita, óxidos e hidróxidos de hierro, tetraedrita o cobre gris y oro nativo; desechos que la Compañía deshidrata y almacena en presas, con el fin de darles un manejo ambiental adecuado, evitando que contaminen aguas, tierra y aire.

La minera El Roble, comprometida con el uso eficiente de los recursos y la sostenibilidad, ha decidido darle continuidad al proyecto de estudio técnico de beneficio de minerales auríferos por flotación, empleando como materia prima los relaves de las presas.

En estudios realizados por la Compañía en laboratorios nacionales e internacionales se ha encontrado que dentro de estos relaves se encuentra gran cantidad de oro libre y encapsulado dentro de las piritas (Fig. 1). Estas piritas no son adecuadas para la extracción del cobre, ya que su contenido es inferior al de la calcopirita, mena principal de extracción y por esto son desechadas en los relaves.

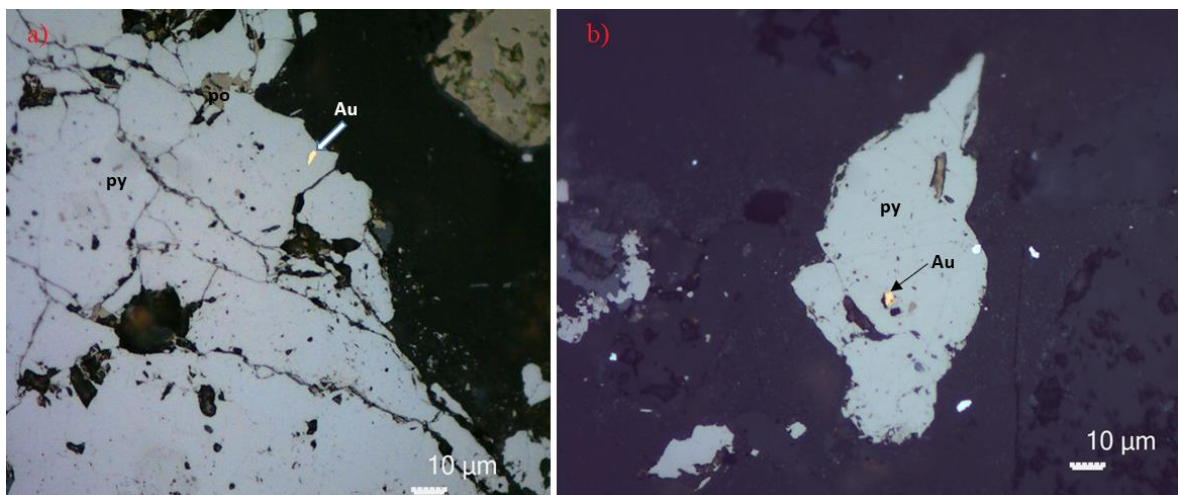


Fig. 1. Oro encapsulado en pirita: a) Relave presa 1 retenido malla 100, b) Relave presa 4 retenido malla 150, (Au: Oro, py: Pirita, po: Pirrotita)[1]

La actual preocupación por la sostenibilidad y la reducción de los yacimientos minerales hace de los relaves una fuente potencial de extracción, debido a las tecnologías más eficientes de separación que permiten extraer aún más mineral de estos pasivos ambientales.

El trabajo con estos pasivos ambientales puede ser una actividad paralela a la actividad principal de la mina y contribuye al uso eficiente de los recursos, disminuyendo en gran medida el impacto sobre el medio ambiente. Entendiendo la importancia de esto, la minera El Roble decidió darle continuidad al proceso investigativo, probando nuevos esquemas y reactivos, con el fin de encontrar la mejor manera de iniciar el beneficio de minerales a partir del material de relave.

II. OBJETIVOS

A. Objetivo general

Recuperar de los relaves de las presas 1 y 4 de la Minera El Roble, las piritas portadoras de oro y el oro libre; a través de la técnica de flotación a nivel de laboratorio, con miras a escalado en planta.

B. Objetivos específicos

- Construir el estado del arte del proyecto con base en la información y estudios realizados previamente por la Minera El Roble.
- Realizar pruebas a nivel de laboratorio de moliendabilidad, granulometría y flotación a muestras de los relaves de la Minera el Roble.
- Determinar los parámetros adecuados de tamaño de partícula, pH y consumo de reactivos que permitan la recuperación pirita aurífera y oro libre por medio de flotación a nivel de laboratorio.

III. MARCO TEÓRICO

El mineral de sulfuro más comúnmente asociado con el oro, la pirita, es muy común en todos los yacimientos del mundo y es omnipresente en los cuerpos de mineral con sulfuros. Aunque no suele ser un mineral accesorio en rocas ígneas primarias, es común en vetas de mineral y minerales metamórficos [2].

La pirita tiene un clivaje cúbico como se aprecia en la Fig. 2. Estructura cristalina más común de la pirita, a. Cúbica, b. Piritoedral y c. Octaedral [3]., un color amarillo latón y un brillo metálico, que es lo suficientemente cercano al del oro como para justificar la frase "oro de tontos". La densidad de pirita es de 4.800 a 5.000 kg/m³, y es relativamente dura, con un valor de 6 a 6,5 en la escala de Mohs. La pirita es un semiconductor con propiedades de tipo n o tipo p. Puede ocurrir en hábitos cúbicos o framboidales¹ (Fig. 2), cada uno de los cuales tiene diferente reactividad en solución acuosa.

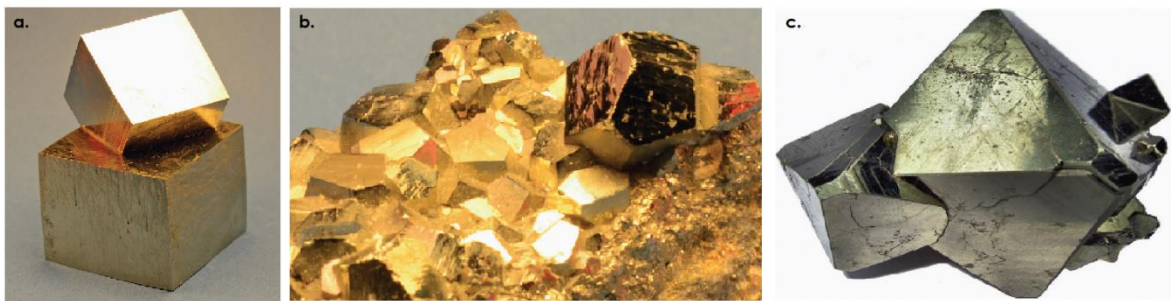


Fig. 2. Estructura cristalina más común de la pirita, a. Cúbica, b. Piritoedral y c. Octaedral [3].

Es un mineral muy estable en soluciones acuosas, y su alto potencial de reducción estándar resulta en la falta de reactividad en las condiciones ligeramente oxidantes típicas de la lixiviación con cianuro. En consecuencia, las inclusiones de oro fino en la pirita requieren condiciones de molienda más extremas y/o fuertemente oxidantes para liberar el oro. El oro puede ocurrir en solución sólida (es decir, invisible) dentro de granos de pirita en concentraciones menores a 0,2, hasta 132 ppm [4]. En consecuencia, la pirita suele ser solo un problema en el procesamiento si afecta la liberación de oro; rara vez es un cianicida² significativo.

¹ Framboidal: agrupaciones esféricas o subesféricas de numerosos microcristales que presentan el mismo tamaño y la misma morfología.

² Cianicida: mineral consumidor de cianuro.

El oro puede ocurrir en muchas asociaciones texturales con pirita (y arsenopirita), como se muestra esquemáticamente en la Fig. 3. Para los tipos de asociación oro-sulfuro que se ilustran en las Figuras 3a, 3b y 3c, el oro puede liberarse fácilmente. Sin embargo, para los tipos que se ilustran en las Figuras 3e, 3f y posiblemente de la Figura 3d, el oro puede permanecer sin purificar incluso en tamaños finos. Por ejemplo, la Fig. 1 muestra un grano de oro dentro de un grano de pirita más grueso (tipo c que se ilustra en la Fig. 3c). Cada vez más, se están tratando minerales que contienen mineralización como el de la figura 3f en los que se producen tanto pirita cúbica gruesa (10 a 100 μm) como pirita esferoidal fina más abundante (1 a 10 μm). Los granos de oro son típicamente de $<1 \mu\text{m}$ de diámetro y se producen dentro de los granos de pirita, como recubrimientos en pirita, y se dispersan en granos de carbono amorfo. Estos minerales pueden exhibir características de *preg-robbing*³ debido a la presencia de carbono y pirita esferoidal ultrafina. Por lo general, se requiere una etapa de pretratamiento oxidativo para aumentar la extracción de oro para estos minerales [2], [5].

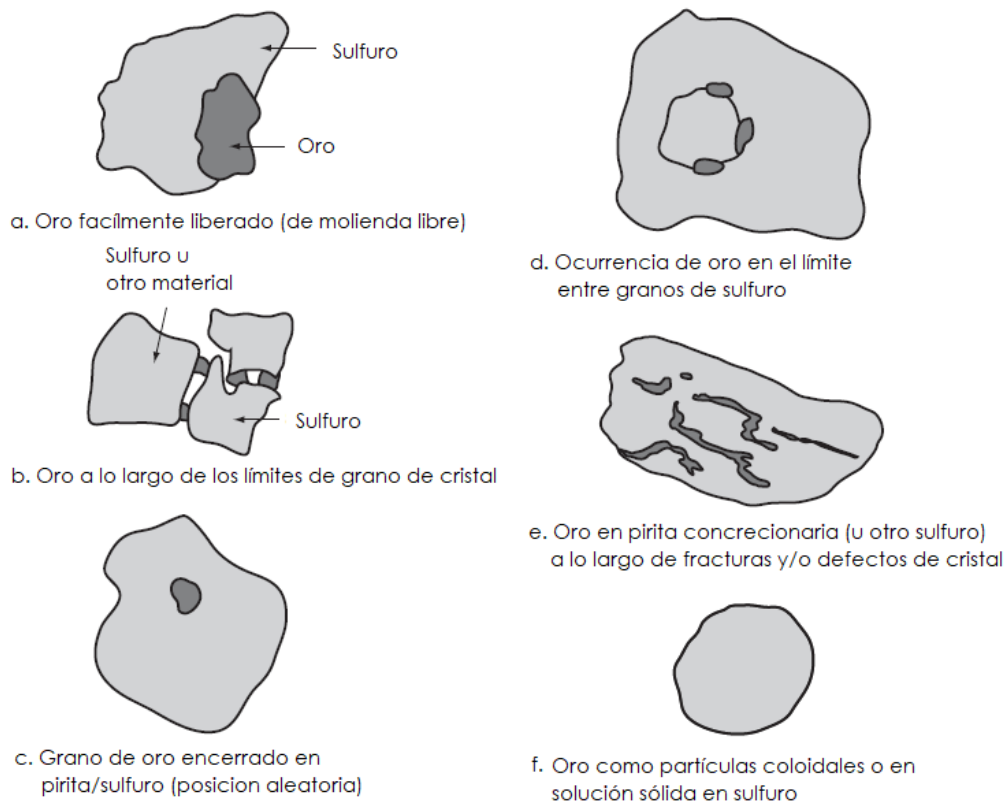


Fig. 3. Representación esquemática de tipos de asociaciones de oro con minerales de sulfuro [2].

³ *preg-robbing*: Se define como la adsorción de los complejos de oro-cianuro formados durante la lixiviación. Este efecto depende de la naturaleza del mineral refractario y por lo tanto es indispensable su caracterización.

La pirita también se puede recuperar por flotación como un subproducto del oro, y el concentrado a veces se tuesta para producir ácido sulfúrico (H_2SO_4) y liberar el oro contenido. En el pasado, el azufre elemental también se ha producido comercialmente a partir de pirita.

El oro puede ocurrir como inclusiones de solución sólida ultrafinas ("invisibles") dentro de las estructuras de granos minerales de sulfuro. Por ejemplo, el contenido de oro dentro de las estructuras minerales de sulfuro se ha medido de la siguiente manera:

- Arsenopirita: <0,2 a 15.200 g/t
- Pirita: <0,2 a 132 g/t
- Tetraedrita: <0,2 a 72 g/t
- Calcopirita: <0,2 a 7,7 g/t

Tales ocurrencias son importantes porque, por ejemplo, en un mineral que contiene 1% en peso de pirita y un grado de mineral de oro de 20 g/t, todo el oro podría estar presente en solución sólida (es decir, invisible) dentro de la pirita. En este caso, la pirita solo necesitaría tener un contenido promedio de oro de 0,2 g/t, el extremo inferior del rango indicado, y las concentraciones en este rango (es decir, 0,2 a 30 g/t) se encuentran comúnmente en la práctica [6]. Por lo tanto, la aparición de oro en solución sólida en minerales de sulfuro (especialmente arsenopirita, pirita y pirrotita) es de gran importancia en muchos sistemas de oro refractario, como en este caso la pirita y la pirrotita [2].

A. OTROS MINERALES PRESENTES

Los minerales que se mencionan a continuación se encuentran presentes en los relaves de las presas 1 y 4 de la minera el Roble, según el análisis de microscopía óptica y microscopía electrónica de barrido o por sus siglas en inglés SEM [1].

1) *Tetraedrita o cobre gris*

La tetraedrita $((Cu, Fe, Zn, Ag)_{12} Sb_4 S_{13})$, el miembro más común del grupo de las sulfosales, está muy extendida y varía en asociación. Se encuentra comúnmente en vetas hidrotermales de minerales de cobre o plata formados a temperaturas bajas a moderadas. Rara vez

en vetas de mayor temperatura o en depósitos metamórficos de contacto. Generalmente asociado con calcopirita, pirita, esfalerita, galena y varios otros minerales de plata, plomo y cobre. Puede transportar suficiente plata para convertirse en un mineral importante de ese metal [7].

2) *Sulfuros*

Calcopirita

La calcopirita (CuFeS_2) es el mineral de cobre más abundante y contiene 34,5% de Cu. Comúnmente asociada con pirita y otros minerales de sulfuro de cobre, la calcopirita tiene la característica inusual de contener cobre de menor valencia y hierro de mayor valencia (es decir, $\text{Cu}^+ \text{Fe}^{3+} (\text{S}^{2-})_2$). Es un semiconductor, tiene una densidad de 4.100 a 4.300 kg/m^3 . En forma de polvo, la calcopirita tiene un color gris verdoso. La calcopirita puede oxidarse para producir celimatina (CuS) y hematita o puede reducirse a calcocita (Cu_2S), con Fe^{2+} en solución con sulfuro de hidrógeno gaseoso (H_2S) [8].

Pirrotina o pirrotita

La pirrotina es el nombre de los sulfuros de hierro que tienen la fórmula $\text{Fe}_{(1-x)}\text{S}$, donde x puede variar entre 0 y 0,2. Hay dos tipos principales: pirrotita hexagonal (Fe_9S_{10}) y una variedad monoclínica (Fe_7S_8). La pirrotita es estable en condiciones más reductoras que la pirita y, por lo tanto, tiende a oxidarse más fácilmente. La pirrotita monoclínica tiene una susceptibilidad magnética relativamente alta y se puede recuperar fácilmente con equipos industriales de separación magnética [2].

3) *Óxidos e hidróxidos de hierro*

Hematita

La hematita (Fe_2O_3), es un mineral ampliamente distribuido en rocas de todas las edades y forma el mineral de hierro más abundante. Puede ocurrir como un producto de sublimación en relación con actividades volcánicas. Ocurre en depósitos metamórficos de contacto y como mineral accesorio en rocas ígneas feldespáticas como el granito. También reemplaza rocas silíceas en gran escala [7].

La hematita puede tener una influencia significativa en la flotación de piritas. En la presencia de hematita, la flotación de piritas puede verse afectada de varias maneras, como se describe a continuación:

- Depresión de la flotación de piritas: La hematita puede actuar como un depresor de la flotación de piritas al adsorberse en la superficie de las piritas y reducir su capacidad de flotar. Esto se debe a que la hematita es más hidrofílica que la pirita y puede competir con las burbujas de aire por el espacio en la interfaz aire-agua-pirita.
- Aumento de la dosis de colector: La presencia de hematita también puede requerir una mayor dosis de colector para flotar las piritas. La hematita puede consumir colector debido a su mayor afinidad por el colector en comparación con la pirita.
- Complicaciones en la separación de concentrados: La presencia de hematita puede complicar la separación de concentrados de pirita y hematita, ya que la hematita puede adherirse a la superficie de la pirita y dificultar su recuperación.
- Alteración de la superficie de la pirita: La hematita puede alterar la superficie de la pirita al oxidarla y formar una capa de óxido en su superficie, lo que puede afectar la flotabilidad de la pirita.

Estos efectos pueden ser más pronunciados en algunas condiciones de pH y temperatura, y pueden variar dependiendo de la composición mineralógica y la granulometría de la muestra. Por lo tanto, es importante comprender la influencia de la hematita en la flotación de piritas en condiciones específicas de la planta para optimizar la recuperación de minerales valiosos [9].

Magnetita

La magnetita (Fe_3O_4), es un mineral común de hierro. Se encuentra diseminado como mineral accesorio a través de la mayoría de las rocas ígneas. En ciertos tipos, a través de la segregación magmática, se convierte en uno de los principales constituyentes y, por lo tanto, puede formar grandes cuerpos minerales [7].

La magnetita puede tener una influencia significativa en la flotación de la pirita debido a su efecto depresor. La magnetita es un mineral que tiene una superficie relativamente inerte, lo que significa que no se adhiere fácilmente a las burbujas de aire utilizadas en la flotación. Sin embargo, la magnetita puede interactuar con los reactivos de flotación y alterar su efectividad en la separación de los minerales de sulfuro de hierro, como la pirita.

Cuando se utilizan colectores de sulfuro, la presencia de magnetita puede disminuir la adsorción del colector en la superficie de la pirita, lo que reduce su selectividad y eficiencia en la flotación. Además, la magnetita puede interactuar con los depresores utilizados para controlar la flotación de los minerales de ganga y crear una película en la superficie de la pirita que dificulta su flotación [10].

4) Oro nativo

Se sabe que los granos de oro nativo contienen hasta un 99,8 % de Au, pero la mayoría varía entre un 85 % y un 95 % de contenido de Au, con la plata como principal impureza. El oro puro tiene una densidad de 19.300 kg/m^3 , aunque el oro nativo normalmente tiene una densidad de 15.000 kg/m^3 . Por lo tanto, si se libera de los minerales de ganga, puede recuperarse fácilmente en partículas de tamaño superior a $10 \mu\text{m}$ por concentración gravitacional, el principal método de recuperación de oro empleado a lo largo de la historia. La concentración por gravedad puede ser muy selectiva, ya que los minerales de ganga más comunes (p. ej., cuarzo y otros silicatos) tienen densidades en el rango de 2.700 a 3.500 kg/m^3 [2].

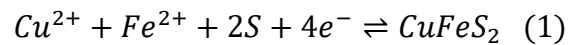
B. ALTERACIÓN DE LOS RELAVES POR LA EXPOSICIÓN AL MEDIO AMBIENTE

En ausencia de un oxidante, la mayoría de los minerales de sulfuro se descomponen muy lentamente en una solución acuosa en un amplio rango de pH y en condiciones atmosféricas, y son estables para todos los propósitos prácticos. Se puede hacer que se descompongan rápidamente aumentando el potencial oxidante de la solución, lo que se puede lograr mediante la adición de un oxidante adecuado, como oxígeno, cloro o ácido nítrico y, cuando sea necesario, elevando la temperatura y la presión. En condiciones optimizadas de Eh-pH, la mayoría de las partículas

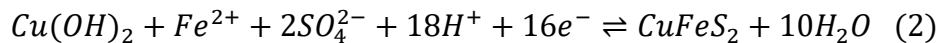
minerales de sulfuro de 45 a 75 μm de diámetro pueden oxidarse por completo en cuestión de horas, e incluso minutos en algunos casos [11] [2].

La susceptibilidad de los diferentes minerales de sulfuro a la oxidación acuosa depende de sus propiedades eléctricas y químicas, que incluyen la resistividad del mineral, el potencial de electrodo estándar y la solubilidad en los medios de oxidación. Además, las interacciones galvánicas y la morfología de los productos de la reacción de oxidación también pueden afectar significativamente la tasa de oxidación. Las reacciones de oxidación que producen azufre implican un cambio de volumen, lo que puede resultar en una acumulación de azufre en la superficie del mineral, que podría dificultar la oxidación y ocluir las partículas de oro expuestas.

El diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-S-H₂O (Fig. 4) muestra que en condiciones ácidas (por debajo de pH 5) la calcopirita se oxida de la siguiente manera [12]:



La reacción principal por encima del pH 5 es:



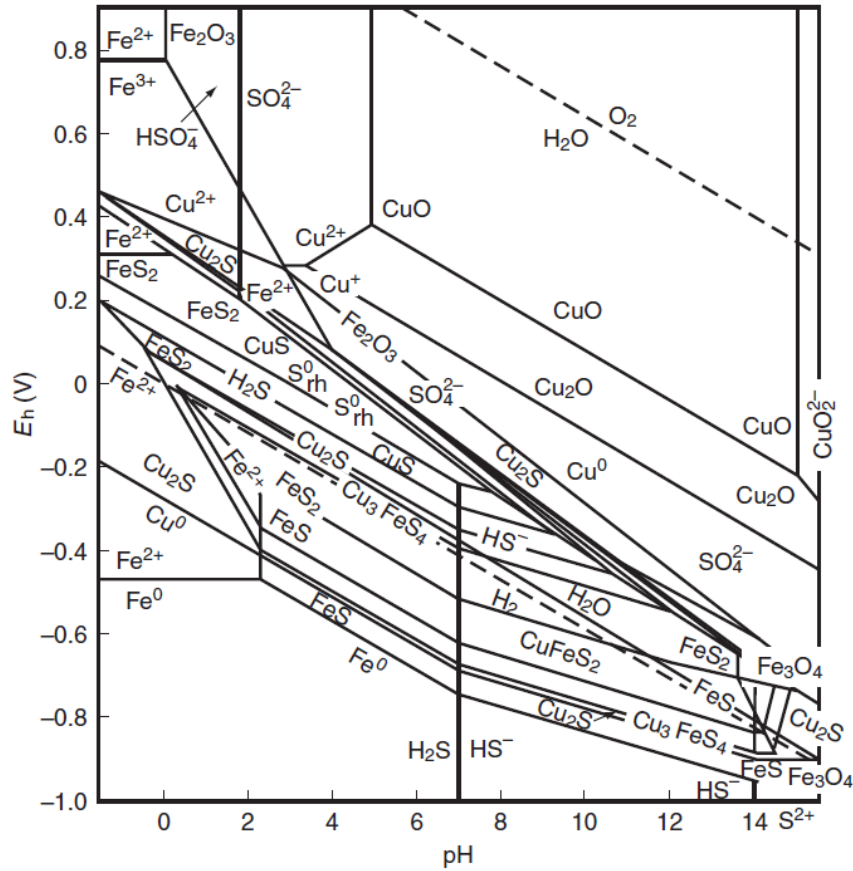
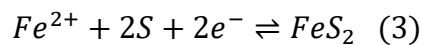


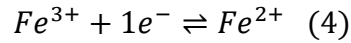
Fig. 4. Diagrama Eh-pH para el sistema Cu-Fe-H₂O [13].

Los rangos de estabilidad de otros sulfuros de cobre aparecen en el diagrama Eh-pH (Fig. 4). Estos forman productos de oxidación similares en soluciones ácidas y alcalinas, es decir, iones de cobre y azufre elemental, e hidróxido y sulfato de cobre, respectivamente. Cabe señalar que no es probable que se formen sulfuro de hidrógeno ni pirita en los sistemas de oxidación reales [12].

La pirita (FeS₂) es relativamente estable en agua, como lo ilustra la gran área de predominio de FeS₂ en el diagrama Eh-pH para el sistema Fe-S-H₂O, que se muestra en la Fig. 4. En soluciones ácidas, aproximadamente por debajo de pH 6 para las condiciones en el diagrama, la pirita se oxida para formar Fe (II) y azufre elemental:

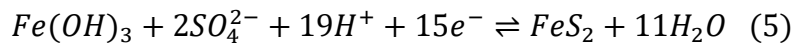


En una solución suficientemente oxidante y por debajo de un pH de 1,5; las especies de Fe(II) se oxidan aún más a Fe(III), que se da para el caso de los cationes simples:



Las especies de Fe(III) formadas son en sí mismas fuertes agentes oxidantes, que pueden tomar parte en posteriores reacciones de oxidación, aunque su efecto sobre los sulfuros de hierro, y la pirita en particular, está en duda [12]. Se considera que la pirita es prácticamente inmune a la acción de las especies de Fe(III), pero la reacción es catalizada por varias otras especies, como los iones de Cu(II) y el carbón activado [12], [14], [15].

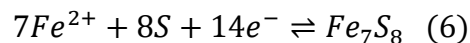
En soluciones menos ácidas y alcalinas, es decir, por encima de pH 6, la pirita se oxida a hidróxido de Fe(III):



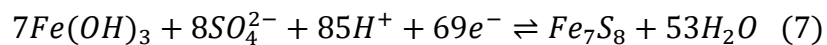
El hidróxido de Fe(III) puede formar goetita (FeOOH) y luego hematita (Fe₂O₃), a medida que se elimina el agua de hidratación.

Como se mencionó anteriormente, la pirita se presenta en dos hábitos cristalinos distintos: cúbico y framboidal, que responden de manera muy diferente a la oxidación. La forma framboidal se descompone incluso en condiciones de oxidación leve, mientras que la estructura cúbica es esencialmente estable en estas condiciones. En consecuencia, los minerales que contienen diferentes formas de pirita responderán de manera diferente a los procesos de oxidación [16].

Por otro lado, la pirrotita (Fe_(1-x)S, donde x = 0 a 0,5) es mucho menos estable que la pirita. En solución ácida, por debajo de pH 6, para las condiciones dadas en la Fig. 4, la estequiometría es la siguiente:



y en soluciones menos ácidas y alcalinas (es decir, por encima de pH 6):



Sin embargo, bajo condiciones típicamente aplicadas para la oxidación de sulfuros, la pirrotita tiene una región restringida de estabilidad y no reacciona para formar azufre elemental en equilibrio.

En el caso específico del mineral de relave lo que ocurre es una pasivación de la superficie por los sulfuros y la formación de hidróxidos de hierro, debido a las condiciones de humedad y pH [6-8], también se aprecia en los relaves de la presa 4 la transformación de la goetita en hematita y magnetita [1].

C. CONCENTRACIÓN DE MINERALES

1) Concentración por Gravedad

La concentración por gravedad separa los minerales basados en la diferencia de gravedad específica por su movimiento relativo en respuesta a la gravedad y una o más fuerzas, siendo esta última la resistencia al movimiento que ofrece un fluido viscoso, como el agua o el aire [17]. Como se muestra en la Fig. 5, algunos equipos son mucho más eficientes para concentrar partículas finas que otros, pero la mayoría de ellos no son muy eficientes para tamaños de grano más finos que 0,074 mm (malla 200 Tyler). La excepción son los concentradores centrífugos, denominados en la Fig. 5 como “Centrífuga Knelson”, que son capaces de recuperar partículas de oro finas y gruesas [17], [18].

En el caso de este proyecto, no es viable emplear esta técnica para concentrar el oro, ya que éste se encuentra muy fino, es decir menor a 50 μm , pero puede ser útil para concentrar la pirita aurífera.

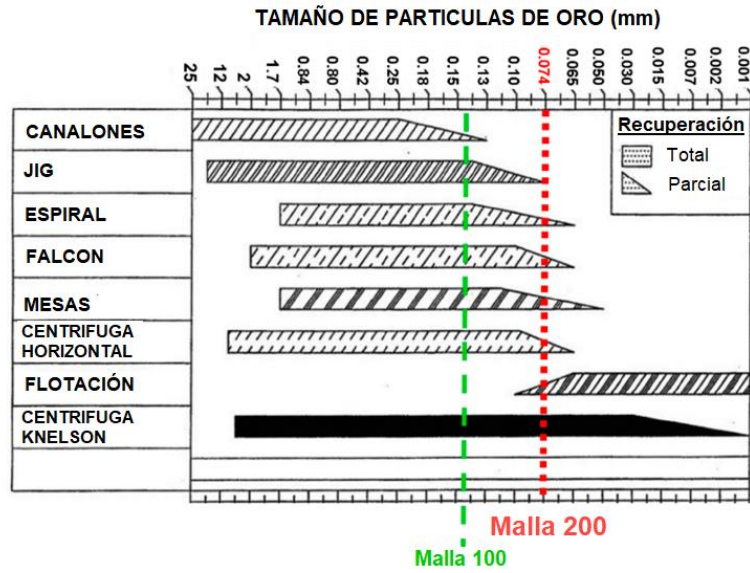


Fig. 5. Tamaño de grano de la partícula de oro versus el tipo de equipo de concentración de gravedad [18].

2) Flotación

La flotación es un método para separar los minerales que se encuentran en partículas finas. Utiliza las diferencias en las propiedades fisicoquímicas de la superficie de las partículas. Este método solo se puede aplicar a partículas relativamente finas, de menos de 150 μm . Si las partículas son demasiado grandes, la adherencia entre la partícula y la burbuja es menor que el peso de la partícula y la burbuja deja caer las partículas minerales. Las burbujas de aire solo pueden adherirse a las partículas minerales si pueden desplazar el agua de la superficie mineral. Esto solo puede suceder si el mineral es repelente al agua o hidrofóbico. Las burbujas de aire, después de llegar a la superficie, pueden continuar reteniendo las partículas minerales si pueden formar una espuma estable. De lo contrario, las burbujas de aire estallarán y dejarán caer las partículas minerales. Para lograr las condiciones favorables para la flotación por espuma, la pulpa se trata con varios reactivos químicos conocidos como reactivos de flotación. Los productos químicos utilizados para tratar las partículas minerales para que se adhieran a las burbujas de aire se denominan colectores y los productos químicos utilizados para aumentar la vida útil de las burbujas de aire se denominan espumantes.

La mayoría de los minerales extraídos en la actualidad requieren una molienda fina para lograr un alto grado de liberación de minerales valiosos, por lo que la flotación se convierte en el

único medio posible de beneficio para obtener leyes y recuperaciones más altas. El tratamiento de flotación se aplica ampliamente a la concentración de minerales metalíferos, tanto sulfuros como óxidos. Alrededor del 90% de los minerales de plomo, zinc y cobre más importantes del mundo se mejoran mediante operaciones de flotación [19].

Tipos de flotación

Cuando un mineral se selecciona para flotación, se le llama flotación selectiva, que se puede hacer de diferentes maneras:

Flotación directa

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

Flotación inversa

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

Flotación diferencial

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

Flotación masiva

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

Agentes de flotación

Los reactivos de flotación son sustancias añadidas a la pulpa del mineral antes o durante la flotación para hacer posible la flotación de partículas minerales de interés. Los reactivos de flotación importantes son:

Colectores

Un colector es un reactivo químico, ya sea un ácido, una base o una sal, y es de naturaleza heteropolar; es decir, la parte polar tiene afinidad hacia un mineral específico y la parte no polar tiene afinidad hacia una burbuja de aire. Se agrega una pequeña cantidad de colector a la pulpa y se agita el tiempo suficiente para que la parte polar se adsorba sobre el mineral a flotar, mientras que la parte no polar se orienta hacia afuera y hace que la superficie de las partículas minerales sea

hidrofóbica, es decir, el colector aumenta el ángulo de contacto de las partículas minerales valiosas [19], [20].

De acuerdo con la capacidad de los colectores para disociarse en el agua, se pueden dividir en grupos distintos, como se muestra en la Fig. 6.

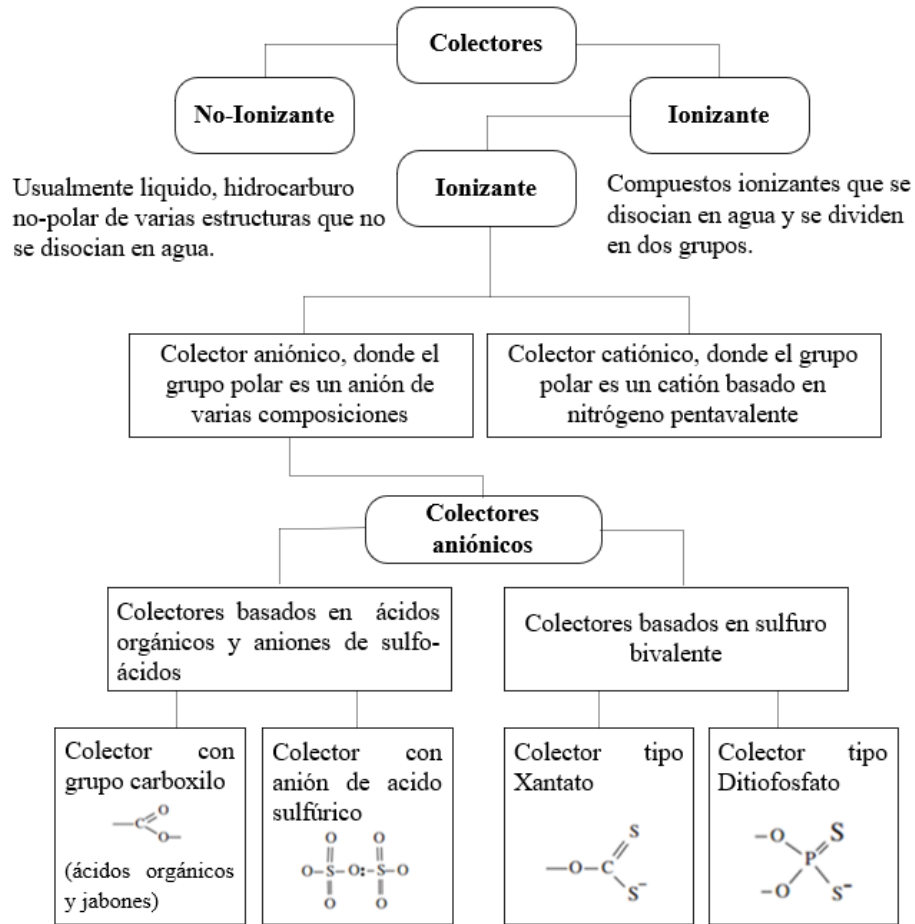


Fig. 6. Tipos de colectores [20].

Espumantes

Son agentes químicos de naturaleza heteropolar, es decir con la parte polar afín al agua y la no polar repulsiva al agua o afín a un gas. El espumante actúa sobre la interfaz gas-agua. La adición de un espumante disminuye la tensión superficial del agua y aumenta la vida de las burbujas producidas [19], [20].

La efectividad de algunos de los espumantes depende en gran medida del pH de la pulpa. Su rendimiento es óptimo cuando el espumante está en forma molecular.

En la literatura, existen varias clasificaciones diferentes de espumantes dependiendo de sus propiedades y comportamiento en solución. Se han clasificado los espumantes según su comportamiento a diferentes valores de pH. Esta clasificación se muestra en la TABLA I.

TABLA I. CLASIFICACIÓN DE LOS ESPUMANTES [15].

Ácido	Neutral	Básico
Fenoles	Alcoholes alifáticos	Base de piridina
Sulfatos de alquilo	Alcoholes cíclicos	
	Parafinas alcoxi	
	Ésteres de propilenglicol	
	Ésteres de poliglicol	
	Ésteres de glicerol de poliglicol	

Reguladores

Los activadores, depresores y reguladores de pH a menudo se denominan en la literatura como modificadores o reguladores del proceso de flotación. El objetivo principal de estos reactivos es modificar la acción del colector sobre las superficies minerales y, como consecuencia, regular la selectividad del proceso de flotación. En presencia de reguladores, el colector solo se adsorbe en las partículas que son objeto de recuperación. En la Fig. 7 se muestra una clasificación básica de modificadores.

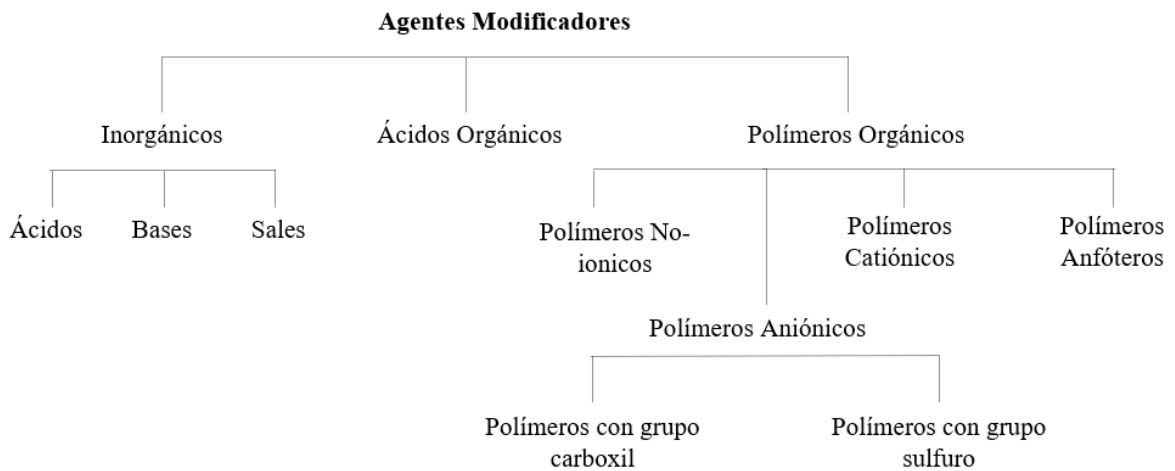


Fig. 7. Clasificación de los agentes modificadores [20].

En algunos casos, un regulador reacciona directamente con la superficie mineral y proporciona las condiciones para la interacción de este mineral con el colector. Estos reactivos se conocen como activadores. Algunos reguladores pueden reducir las condiciones para la hidrofobización de un mineral en particular con el colector, o pueden hacer que la superficie sea

hidrófila. Estos reactivos se llaman depresores. Tanto los activadores como los depresores pueden ser compuestos inorgánicos u orgánicos.

El tercer grupo de modificadores son los reguladores de pH. El propósito de estos es regular la composición iónica de la pulpa cambiando la concentración del ion hidrógeno en la pulpa. En consecuencia, esto resulta en una mejora en la interacción del colector con el mineral seleccionado y reduce la interacción del colector con minerales indeseables. Los reguladores del pH también pueden ser depresores al mismo tiempo (por ejemplo, cal y algunos ácidos orgánicos) [20].

Tasa de flotación

La tasa de flotación se puede definir como una medida de la eficiencia de flotación expresada por unidad de tiempo. La tasa de flotación representa la cantidad de partículas que flotan con respecto al tiempo (dR/dt). Sin embargo, existen varios problemas relacionados con la tasa de flotación, algunos de los cuales incluyen:

- (a) El método experimental que determina la tasa de flotación,
- (b) El efecto de las variables de flotación
- (c) Las ecuaciones que indican la tasa de flotación.

A pesar de esto, la tasa de flotación es la fuente más confiable para describir la cinética de flotación. Existen numerosos métodos mediante los cuales se determina la cinética de flotación. Algunos de los modelos cinéticos más destacados:

Modelo Clásico

Este modelo emplea dos parámetros para describir la cinética de flotación (8):

$$R = R_{\infty}(1 - e^{-kt}) \quad (8)$$

Donde: R es la recuperación del mineral (variable dependiente), R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral (parámetro), k es la constante de flotación (parámetro) y t es el tiempo de flotación.

Modelo de Kelsall

Este modelo fue desarrollado por Kelsall en 1961 y emplea tres parámetros para describir la cinética de flotación (9)

$$R = (1 - \varphi)(1 - e^{-k_f t}) + \varphi(1 - e^{-k_s t}) \quad (9)$$

Donde: R es la recuperación del mineral (variable dependiente), ϕ es la fracción de componentes de flotación con la constante de velocidad lenta (parámetro), k_f es la constante de flotación rápida (parámetro), k_s es la constante de flotación lenta (parámetro) y t es el tiempo de flotación.

Modelo Gamma

Este modelo emplea tres parámetros y puede describirse de manera simplista como el compuesto por la suma de distribuciones exponenciales P (10):

$$R = R_{\infty} \left[1 - \left(\frac{\lambda}{\lambda - t} \right)^p \right] \quad (10)$$

Donde: R es la recuperación del mineral (variable dependiente), R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral (parámetro), λ es la constante cinética de flotación (parámetro), p es una constante de flotación (parámetro) y t es el tiempo de flotación.

Modelo de Kelsall modificado

La versión modificada del modelo desarrollado por Kelsall en 1968 agrega la influencia de la recuperación máxima, empleando cuatro parámetros para describir la cinética de flotación (11):

$$R = R_{\infty} [(1 - \phi)(1 - e^{-k_f t}) + \phi(1 - e^{-k_s t})] \quad (11)$$

Donde: R es la recuperación del mineral (variable dependiente), R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral (parámetro), ϕ es la fracción de componentes de flotación con la constante de velocidad lenta (parámetro), k_f es la constante de flotación rápida (parámetro), k_s es la constante de flotación lenta (parámetro) y t es el tiempo de flotación.

Modelo de Klimpel

Este modelo fue desarrollado por Klimpel en 1980 y emplea dos parámetros para describir la cinética de flotación (12):

$$R = R_{\infty} \left(1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right) \quad (12)$$

Donde: R es la recuperación del mineral (variable dependiente), R_{∞} es la recuperación máxima posible del mineral (parámetro), k es la constante de flotación (parámetro) y t es el tiempo de flotación.

Como puede verse a partir de estos datos, no es posible desarrollar un modelo universal que describa el proceso de flotación como un todo. En los minimodelos enumerados, los autores han utilizado minerales simples (por ejemplo, minerales de pórfido de cobre), que se correlacionarían bien con los datos experimentales (por ejemplo, modelos de Klimpel). En el caso de minerales complejos, dicho modelo no se puede aplicar. En general, el enfoque en la selección del modelo sería la selección de criterios basados en el proceso que debe describirse (efecto de los reactivos, densidad de la pulpa, etc.) [21][22].

IV. METODOLOGÍA

En la Fig. 8 se muestra un esquema del desarrollo de este proyecto en el que se planteó un enfoque mixto, es decir cualitativo y cuantitativo.

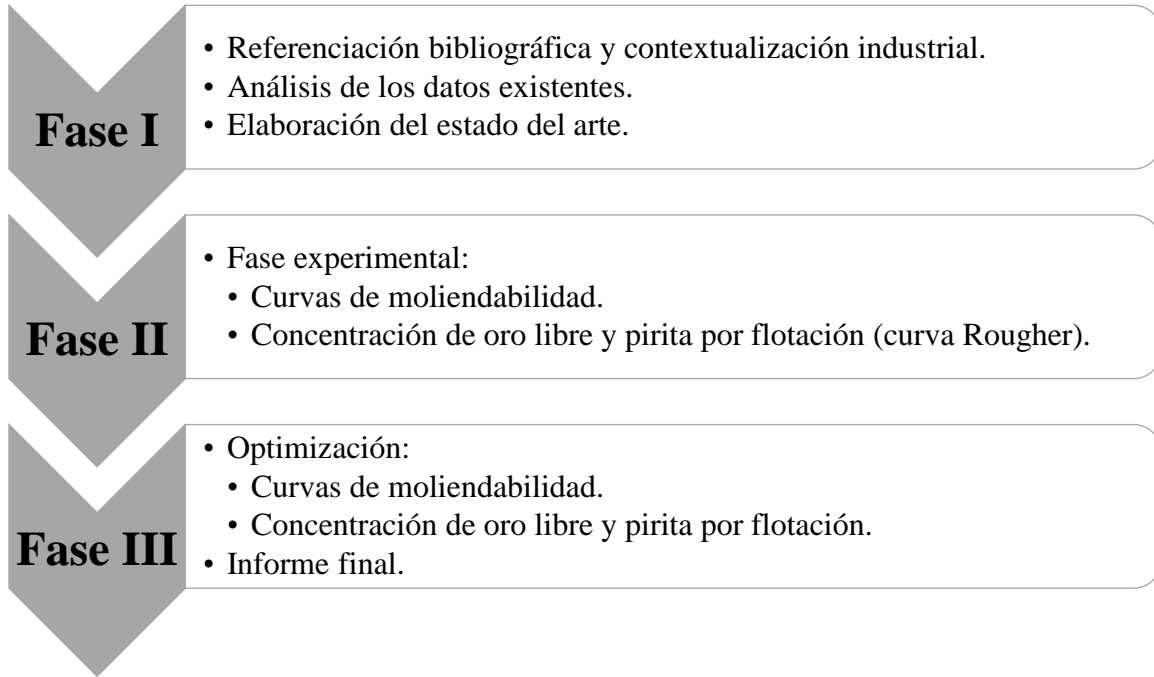


Fig. 8. Metodología empleada.

Fase I

En esta fase del proyecto se organizó la información con la que cuenta la Compañía y se elaboró un estado del arte para tener toda la información ordenada y de paso complementar con información de la literatura que permita tener un panorama amplio del proyecto.

Para esto se emplearon las bases de datos disponible de la Universidad de Antioquia, libros en formato físico y digital; además se empleó toda la información con la que cuenta la Compañía como informes de laboratorio, y demás documentos relevantes para el proyecto.

Fase II

Una vez se obtuvo la información ordenada y detallada, se inició la parte experimental, para esto se emplearon los reactivos y los equipos con los que cuenta el Laboratorio de metalurgia de la Compañía como son: el molino de bolas para molienda fina, el *ro-tap* con los tamices para el

tamizado de las muestras y la celda de flotación (Fig. 9). El esquema experimental se presenta en la Fig. 10.



Fig. 9. Equipo de laboratorio. a) Ro-tap. b) Celda de flotación. c) Molino de bolas.

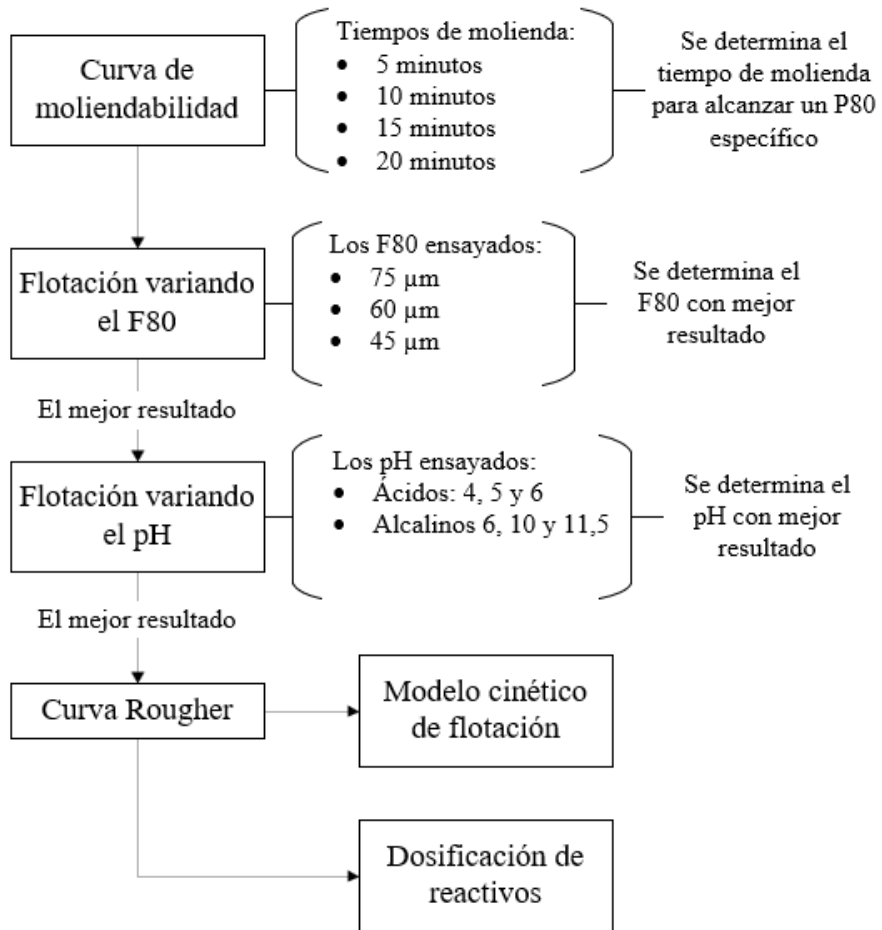


Fig. 10. Esquema general de proceso experimental.

Primero se realizaron las curvas de moliendabilidad de los relaves de las presas 1 y 4, lo que se hizo variando el tiempo total de molienda en 5, 10, 15 y 20 minutos; para determinar el P80 de cada molienda que viene siendo el F80 para las pruebas de flotación a 75, 60 y 45 μm , como se aprecia en la primera parte de la TABLA II (el esquema de flotación se presenta en el anexo A). A cada cabeza, concentrado y relave final, se le hizo un análisis químico de cobre, hierro y oro por la técnica de espectroscopia de absorción atómica, con el fin de determinar el grado de recuperación.

TABLA II. MATRIZ DE PARÁMETROS DE FLOTACIÓN.

Molienda (P80) μm	pH	Activador	Reguladores de pH	Colectores	Espumantes
Variación de F80					
75	6,0	CuSO ₄	H ₂ SO ₄ Cal	AP-404	F-582
60					
45					
Variación de pH Ácido					
El mejor resultado de la actividad anterior	4,0	CuSO ₄	H ₂ SO ₄ Cal	AP-404	F-582
	5,0				
	6,0				
Variación de pH Alcalino					
El mejor resultado de la primera actividad	6,0	CuSO ₄	H ₂ SO ₄ Cal	AP-25 Z-6	D-250
	10,0				
	11,5				
Curva Rougher					
El mejor resultado de la primera actividad	Mejor resultado	CuSO ₄	H ₂ SO ₄ Cal	AP-404	F-582
	Mejor resultado				

Nota: el uso de los reactivos de activación y reguladores de pH son opcionales.

Una vez se obtuvieron los resultados de la flotación, se eligió el F80 que mostró los mejores resultados y se hizo la flotación empleando el mismo esquema (Ver anexo A), esta vez variando el pH de 4,0 a 11,5; es decir variando de pH ácidos hasta alcalinos, como se aprecia en la TABLA II.

En la TABLA II, se muestra los parámetros de flotación realizados en este trabajo, donde los colectores empleados fueron el AP-404 que es un colector alquil ditiofosfato el cual es muy efectivo para recuperar piritas a pH ácidos; el AP-25 el cual es otro colector de ditiofosfato, que en

medio alcalino es muy selectivo, por tanto para la flotación masiva se debe emplear en combinación con otro colector y el Z-6 que es el Xantato amílico de potasio, el cual es muy efectivo para la recuperación de piritas y oro libre. Estos colectores son aniónicos, basados en sulfuro bivalente y son muy eficaces para recuperar piritas auríferas, cobre y oro libre.

Cabe resaltar que, los minerales de las presas de relaves han sufrido procesos de oxidación por tanto se hizo necesario activar los sulfuros nuevamente con sulfato de cobre, este activador generalmente se agrega en la molienda para darle mayor tiempo de contacto con el mineral para convertir la superficie oxidada de la pirita en sulfuro antes de la flotación [11][21].

Los datos que se obtuvieron de todas las pruebas de flotación fueron la base para la construcción de las curvas *rougher* de los relaves de las presas 1 y 4 que son la base del modelo cinético de flotación del proceso.

Fase III

Una vez se obtuvieron los resultados de la fase II, en esta fase III se revisaron los modelos de flotación y se seleccionó el que mejor se ajusta al sistema de estudio, para realizar una ronda final de experimentos y así comprobar el ajuste al modelo de flotación seleccionado.

V. ANÁLISIS Y RESULTADOS

Los resultados que se presentan en este apartado corresponden a la fase II o fase experimental que se presentó en el diagrama de metodología empleada (Fig. 8) y en el diagrama de procedimiento experimental (Fig. 10).

A. Curvas de moliendabilidad.

La curva de moliendabilidad permite determinar el tiempo de molienda necesario para obtener un P80 específico, para producir los mejores resultados metalúrgicos con dicho mineral. Para los relaves de las presas 1 y 4, los resultados se presentan en la TABLA III y se ilustran en la Fig. 11 (los datos con los que se realizaron la curva de moliendabilidad, se presentan en el Anexo B).

TABLA III. PRUEBA DE MOLIENDABILIDAD DE LOS RELAVES DE LAS PRESAS 1 Y 4.

	F80, Inicial (μm)	P80, 5 min (μm)	P80, 10 min (μm)	P80, 15 min (μm)	P80, 20 min (μm)
Relaves Presa 1	144,62	52,18	39,57	32,77	29,67
Relaves Presa 4	161,91	47,85	37,65	30,11	25,90

Nota: El F80 y el P80 fue calculado usando el método de Rosin-Rammler, ya que presenta mayor ajuste.

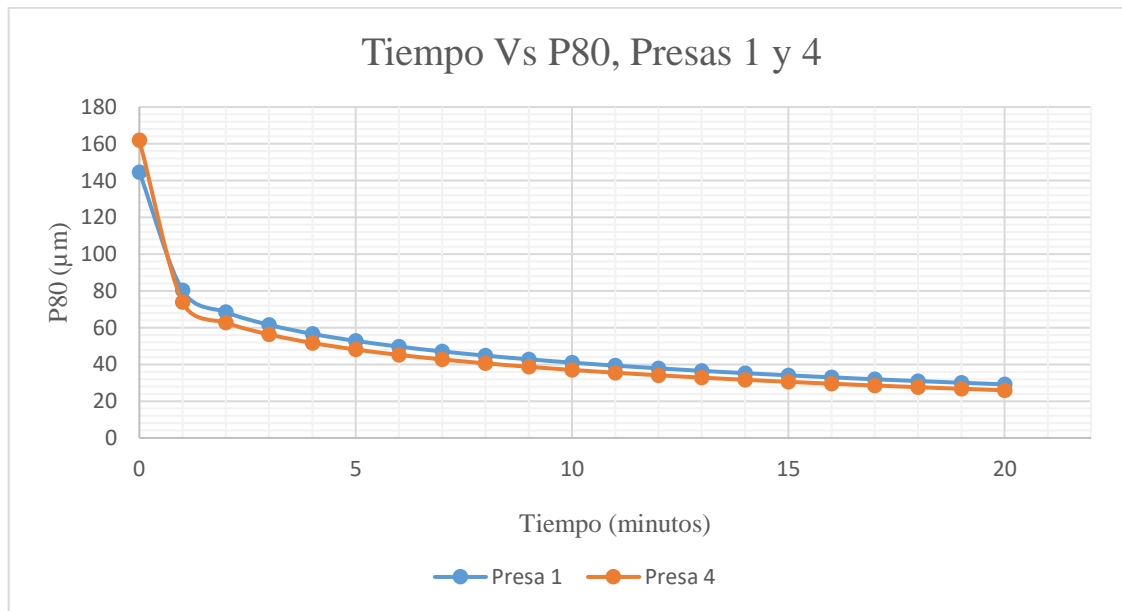


Fig. 11. Curva de moliendabilidad de los relaves de las presas 1 y 4.

En estas curvas (Fig. 11) se puede apreciar que hay un espaciamiento uniforme entre las dos curvas. Para mirar el comportamiento de los minerales, se realizó una molienda de 5 minutos de los relaves de las presas 1 y 4, partiendo de un F80 de 39 μm . Los resultados se muestran en la TABLA IV y se ilustran en la Fig. 12, la pendiente del mineral de la presa 1 (0,23) es ligeramente mayor que el de la presa 4 (0,21) bajo las mismas condiciones de molienda [23], esta diferencia tan baja puede deberse a la alta exposición al medio ambiente que ha sufrido los relaves de la presa 4, que posiblemente causen una degradación del mineral de sulfuro como se indicó en el marco teórico, lo que puede facilitar su moliendabilidad.

TABLA IV. DISTRIBUCIÓN DE ROTURA DE LAS PRESAS 1 Y 4.

Micras (μ)	% Acumulado pasante	
	Presa 1	Presa 4
177	99,98	99,94
150	99,97	99,92
106	99,84	99,76
75	98,92	98,54
45	89,00	89,88
38	82,77	84,33

Nota: El F80 inicial fue de 40 μm .

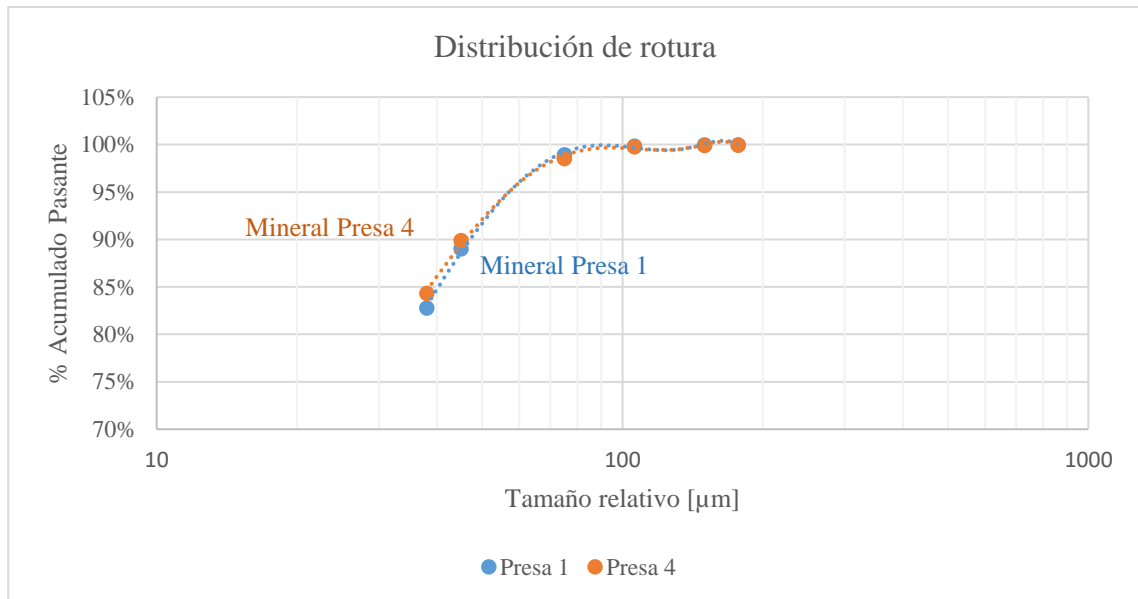


Fig. 12. Distribución de rotura en función de la dureza (5 minutos de molienda).

1) Análisis granulométrico de malla valorada.

La malla valorada o análisis granulométrico valorado es un procedimiento en el cual se relaciona el tamaño del mineral con el contenido de las especies metálicas presentes en cada tamaño de malla, en otras palabras, este procedimiento es un indicativo de la distribución de las especies metálicas por tamaño de malla, este es un procedimiento común en los procesos de planta ya que permite determinar el tamaño al que se debe llevar el mineral para lograr la liberación de la especie de interés.

Por tanto, para complementar la información que brinda la curva de moliendabilidad, se realizan granulometrías de malla valorada a cada producto de la molienda de las muestras de la Presas 1 y 4 para determinar la distribución de tamaños, donde se encuentra en mayor proporción el oro, ya que el tamaño de la partícula juega un papel importante en el proceso de flotación y liberación del mineral [24]. Los datos completos de malla valorada se presentan en el Anexo C.

En la TABLA V se presenta el porcentaje acumulado de oro por malla a diferentes tiempos de la molienda, para los relaves de la Presa 1 (Fig. 13).

TABLA V. PORCENTAJE ACUMULADO DE ORO EN RELAVES DE LA PRESA 1.

Malla	Abertura (μm)	Tiempo de molienda				
		0 min	5 min	10 min	15 min	20 min
+ 80	177	10,157	0,113	0,060	0,021	0,023
+ 100	150	7,398	0,420	0,040	0,021	0,023
+ 140	106	4,618	2,522	0,681	0,278	0,090
+ 200	75	5,251	8,699	4,169	1,948	1,017
+ 325	45	12,310	37,268	24,559	21,018	23,104
+ 400	38	2,320	5,802	10,595	11,368	8,326
- 400	< 38	57,947	45,176	59,896	65,345	67,417

Nota: El porcentaje en peso que se muestra en esta tabla corresponde al oro retenido en cada malla.

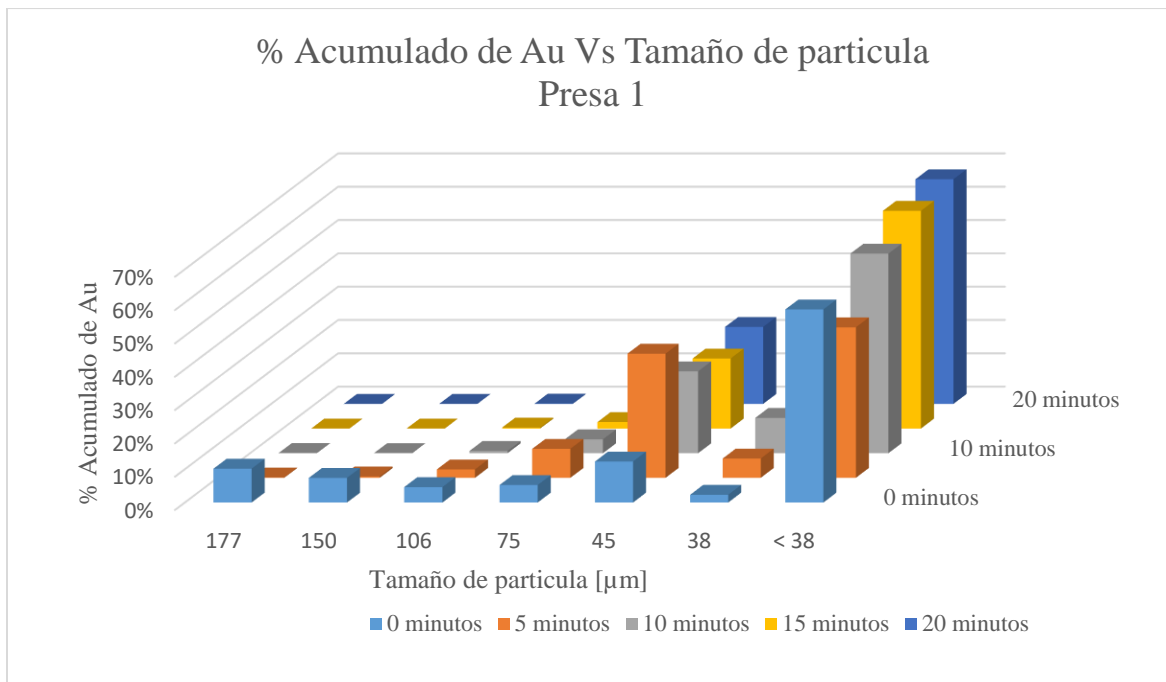


Fig. 13. Malla Valorada de la curva de moliendabilidad de la Presa 1.

En la TABLA VI se presenta el porcentaje acumulado de oro por malla a diferentes tiempos de la molienda, para los relaves de la Presa 4 (Fig. 14)

TABLA VI. PORCENTAJE ACUMULADO DE ORO EN RELAVES DE LA PRESA 4.

Malla	Abertura (µm)	Tiempo de molienda				
		0 min	5min	10 min	15 min	20 min
+ 80	177	7,345	0,085	0,044	0,041	0,024
+ 100	150	5,476	0,278	0,052	0,016	0,016
+ 140	106	11,392	1,282	0,530	0,131	0,041
+ 200	75	11,398	3,626	1,965	0,982	0,425
+ 325	45	18,220	13,677	9,887	6,967	6,133
+ 400	38	4,574	5,020	5,494	5,205	4,262
- 400	< 38	41,595	76,032	82,028	86,657	89,099

Nota: El porcentaje en peso que se muestra en esta tabla corresponde al oro retenido en cada malla.

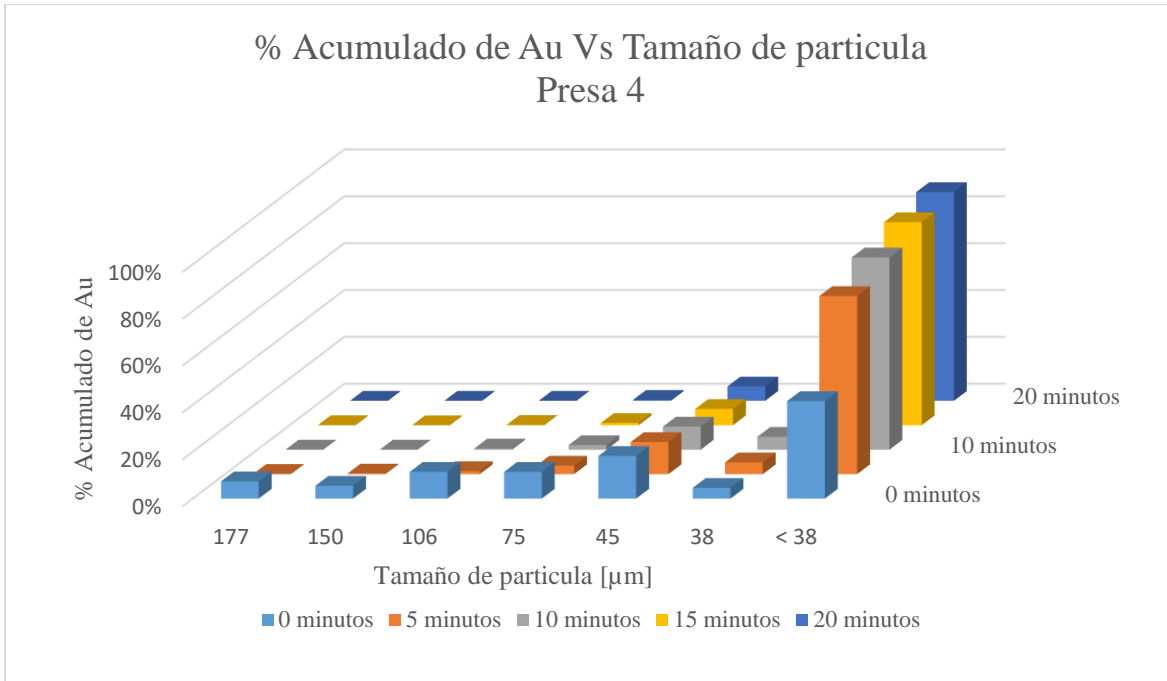


Fig. 14. Malla Valorada de la curva de moliendabilidad de la Presa 4.

La mayor cantidad de oro se observa en el tamaño de grano más fino (Fig. 13. y Fig. 14) y esto concuerda con las micrografía óptica y SEM de los relaves, (Fig. 1); en dicho estudio se calculó el tamaño de las partículas de oro encapsulado en la pirita en 5 μm aproximadamente [1], por tanto a menor tamaño de grano (< 38 μm), mayor cantidad de oro presente. Es probable que en el proceso de molienda de los relaves se pueda liberar el oro, ya que según el estudio de micrografía SEM no se encontró oro libre en las muestras [1], debido a que en el proceso de planta se recuperaba gran parte del oro liberado debido a que los colectores empleados también sirven para recuperar el oro [25].

B. Flotación de relaves

Para la flotación de las piritas auríferas se empleó la flotación *rougher* (Ver anexo A) el cual es un proceso de concentrado inicial, donde se flota masivamente el mineral, antes de someterlo a etapas posteriores de flotación (flotación *cleaner*) para obtener un concentrado de mayor pureza. Las condiciones para este proceso se muestran en la TABLA II.

1) Flotación variando el F80

Para la primera parte de esta prueba se realiza la flotación variando el F80, los resultados de estas pruebas se muestran en la TABLA VII y las Fig. 15, Fig. 16 que corresponden a la flotación Rougher o flotación masiva del mineral de relave, enfocado a la recuperación del oro (pirita aurífera). Los datos complementarios se presentan en el anexo D.

TABLA VII. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LAS PRESAS 1 Y 4 VARIANDO EL F80.

Concentrado #	% Recuperación acumulada					
	Presa 1			Presa 4		
	75 μm	60 μm	45 μm	75 μm	60 μm	45 μm
1	26,65	29,87	31,71	9,39	12,16	11,54
2	42,91	36,98	39,26	13,25	16,34	15,25
3	51,47	40,10	44,44	15,48	19,51	19,96
4	59,67	46,67	53,46	24,67	25,76	25,32

Nota: El colector empleado para esta prueba fue A-404 y el espumante F-582 a pH: 6,0.

Para la Presa 1 (Fig. 15) se encontró que la mayor recuperación se presenta a un tamaño de partícula de 75μm, (59,67%) mientras que para la Presa 4 (Fig. 16) la recuperación es muy pareja 24,67%, 25,76% y 25,32% para los respectivos F80 estudiados.

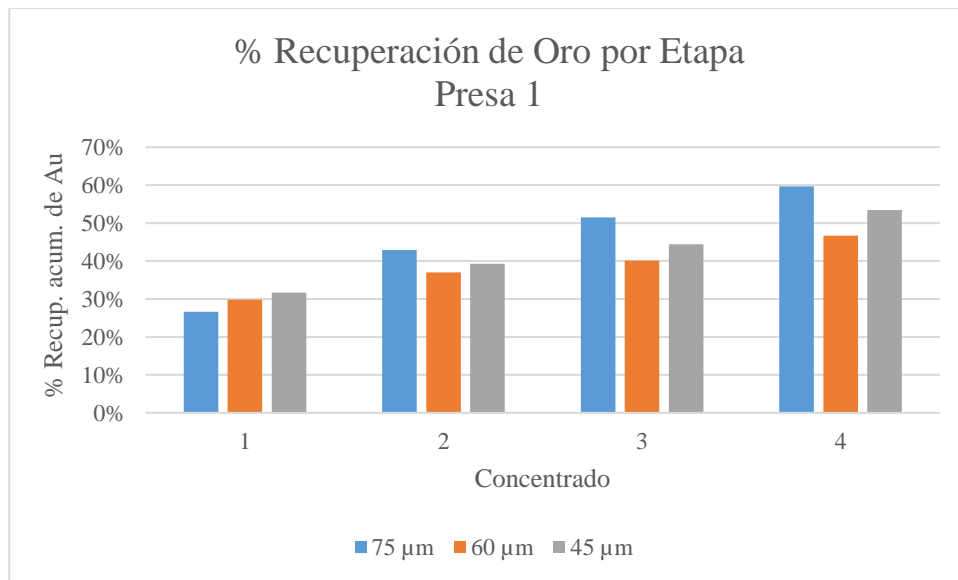


Fig. 15. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el F80, Presa 1.

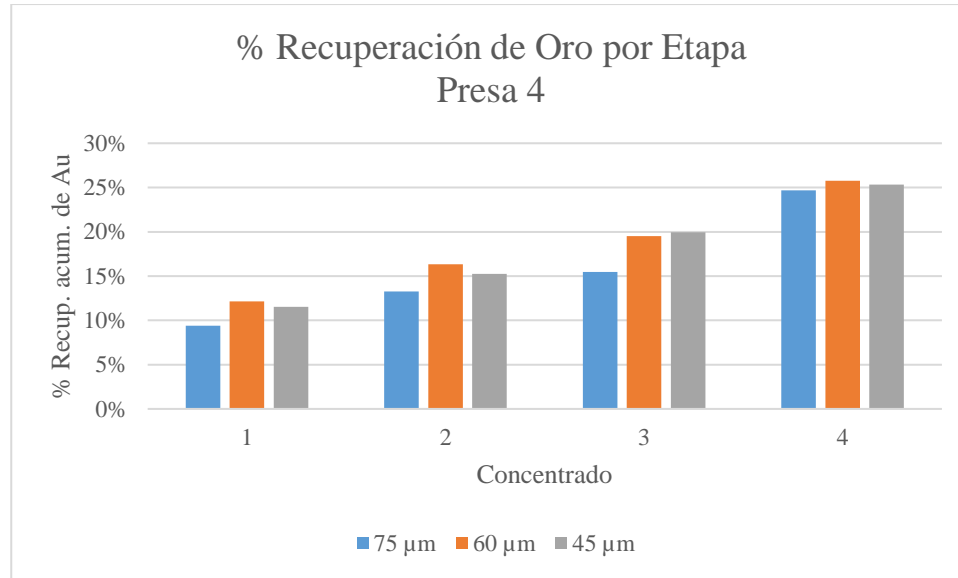


Fig. 16. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el F80, Presa 4.

De los resultados anteriores se puede concluir que el tamaño adecuado para la flotación de los relaves de las Presas 1 y 4 es de 75 μm, ya que para la Presa 1 se presenta una recuperación de 59,67% es decir, la mayor recuperación; mientras que para la Presa 4, la diferencia de los resultados es tan baja (1,09%) que puede decirse que no hay mucha influencia del tamaño en la recuperación a esta escala.

2) Flotación variando el pH

Como se mencionó en la metodología, para esta prueba, se parte de la prueba anterior donde se toma el F80 con mejor resultado y se realiza la flotación variando el pH. Como se muestra en la TABLA II (variación de pH), los resultados de estas pruebas se muestran en la TABLA VIII y las Fig. 17, Fig. 18. Los datos complementarios se presentan en el anexo E.

TABLA VIII. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LAS PRESAS 1 Y 4 VARIANDO EL PH.

Concentrado	% Recuperación acumulada					
	Presa 1			Presa 4		
#	pH 4	pH 5	pH 6	pH 4	pH 5	pH 6
1	11,98	7,39	14,84	5,75	0,48	12,79
2	17,44	10,25	21,98	8,80	0,81	14,49
3	20,45	14,29	27,80	11,92	1,35	15,73
4	24,79	21,13	37,52	19,72	2,79	16,96
5	29,70	26,12	42,70	25,32	4,24	18,16

Nota: El colector empleado para esta prueba fue A-404 y el espumante F-582 a P80: 75 μm.

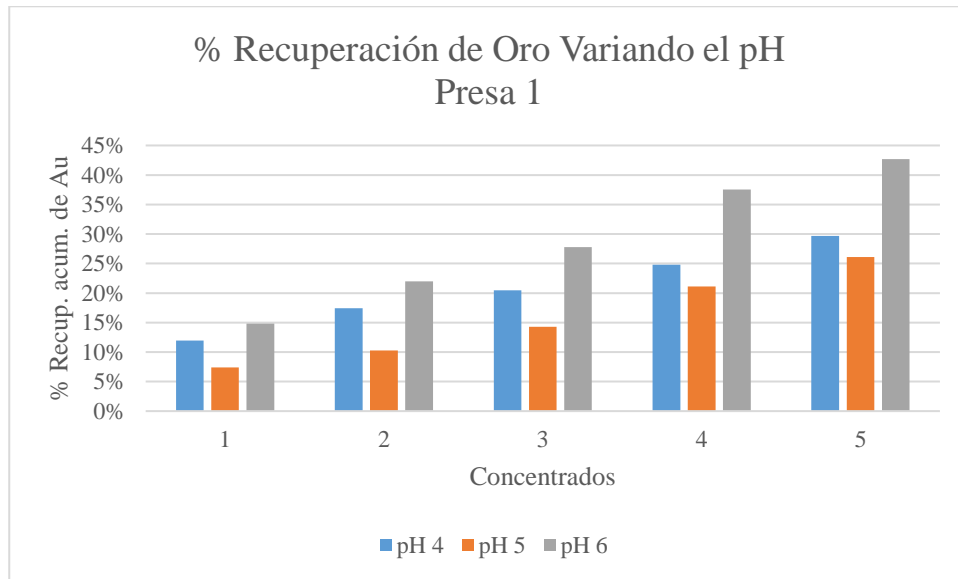


Fig. 17. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el pH, Presa 1.

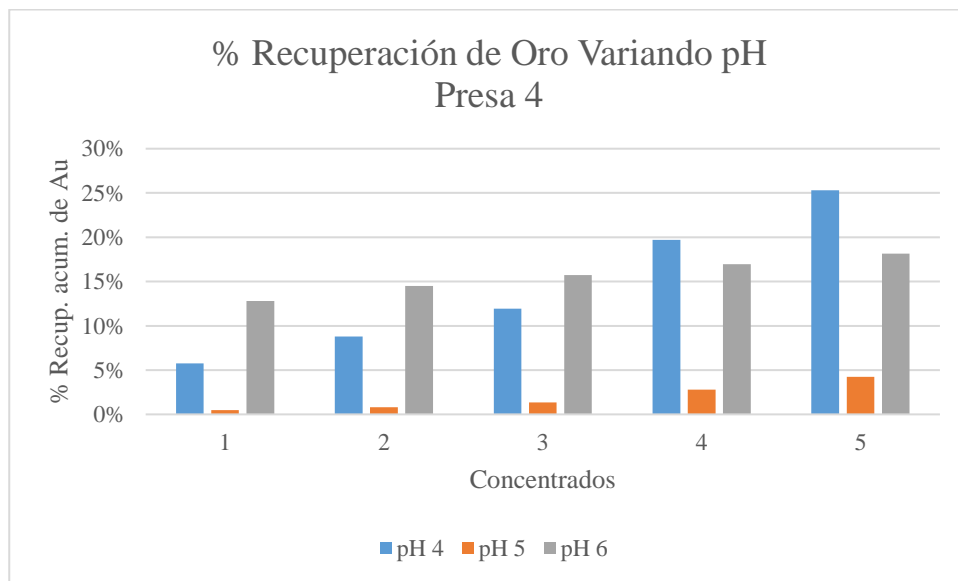


Fig. 18. Porcentaje de recuperación acumulado de oro, variando el pH, Presa 4.

Para la Presa 1 (Fig. 17) se encontró que la mayor recuperación se presenta a pH 6,0 (42,70%), mientras que para la Presa 4 (Fig. 18) la recuperación más alta se da a un pH 4,0 (25,32%) y es muy baja a pH 5,0 (4,24%). Este resultado tan bajo de la Presa 4 puede deberse a la pasivación de la superficie del mineral y a la mayor cantidad de hematita y magnetita producto de la transformación de la goetita por las condiciones de almacenamiento de este [11][24].

3) Flotación a pH alcalino

Los ensayos a pH alcalino se hicieron únicamente para los relaves de la Presa 1 empleando los reactivos de la TABLA II. Ya que en ensayos realizados a los relaves de la Presa 4 a pH 10, la recuperación fue similar que a pH 5 (Fig. 18), esto puede deberse a la presencia de hematita que actúa como empañante de la superficie de la pirita, por tanto se decidió excluir de estos ensayos estos relaves. Los resultados se presentan en la TABLA IX y la Fig. . Los datos complementarios se presentan en el Anexo E).

TABLA IX. PORCENTAJE DE RECUPERACIÓN DE LA PRESA 1 A PH ALCALINO.

Concentrado #	% Recuperación acumulada Presa 1		
	pH 6	pH 10	pH 11,5
1	59,15	22,11	38,92
2	80,92	46,62	62,54
3	89,83	60,33	74,42
4	92,15	63,43	79,24
5	92,51	67,67	83,66

Nota: Los colectores empleados en este ensayo fueron: AP-25, Z-6, el espumante D-250 a P80: 75 μ m.

La selección de los reactivos de flotación con los que se realizó este último ensayo se hizo con base en la capacidad de dichos colectores de trabajar a estas condiciones de pH, ya que si se emplea el colector del ensayo anterior (A-404) el resultado sería una baja recuperación debido a que este colector es más selectivo a pH bajo.

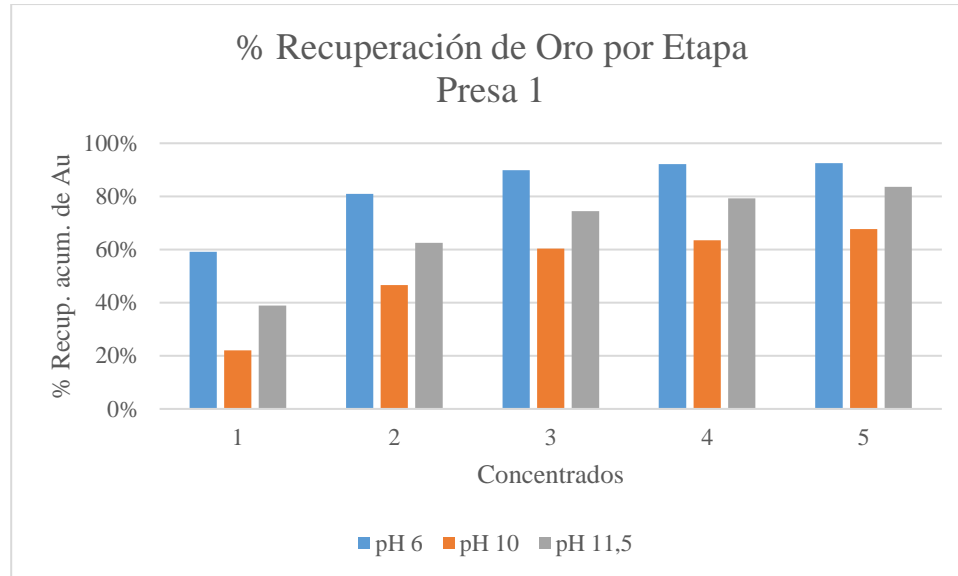


Fig. 19. Porcentaje de recuperación acumulado de oro a pH superior, Presa 1.

Como se pudo apreciar, para los relaves de la Presa 1 (Fig. 17) y (Fig.) la mayor recuperación se presenta a un pH 6,0, conservando el F80 de 75 μm y con diferentes combinaciones de reactivos.

Si bien los resultados de la variación de pH de estos dos últimos ensayos no son comparables con los demás ensayos realizados, sirven de guía para el aumentar la recuperación en procesamiento en planta.

4) Curvas Rougher.

La curva rougher representa la eficiencia del proceso de flotación masiva en términos de recuperación del mineral valioso en función del tiempo de residencia del mineral en el circuito. El tiempo de residencia es el tiempo que el mineral pasa en el circuito de flotación, desde que se introduce en el proceso hasta que se extrae como concentrado. La curva rougher permite evaluar la eficiencia de la separación de los minerales de interés y la ganga en función del tiempo, lo cual es importante para optimizar el proceso y lograr una mayor recuperación del mineral valioso.

Por los resultados anteriores, se determinó que el pH indicado para hacer las pruebas de flotación Rougher es de pH 6,0 para los relaves de la Presa 1 y pH 4,0 para los de la Presa 4, ambos con un F80 de 75 μm .

Empleando los mismos reactivos para las dos muestras, se obtuvieron los resultados que se presentan en la TABLA X. (Los datos complementarios se presentan en el Anexo F).

TABLA X. FLOTACIÓN ROUGHER DE LOS RELAVES DE LAS PRESAS 1 Y 4.

Concentrado #	Tiempo [min]	% Recuperación acumulada	
		Presa 1 pH 6	Presa 4 pH 4
1	1	26,09	24,52
2	2	50,16	57,08
3	3	66,92	75,48
4	5	72,87	81,29
5	7	78,68	84,30

Nota: El colector empleado para esta prueba fue A-404 y el espumante F-582 a F80: 75 µm.

Los resultados de la TABLA X se muestran en la curva de flotación rougher (Fig. 19), en esta se aprecia que ambos minerales se comportan de manera similar, pero se ve claramente que el mineral de la Presa 4 presenta mejor recuperación que el de la Presa 1, donde se empleó sulfato de cobre (CuSO₄) como activador para mejorar los resultados de recuperación.

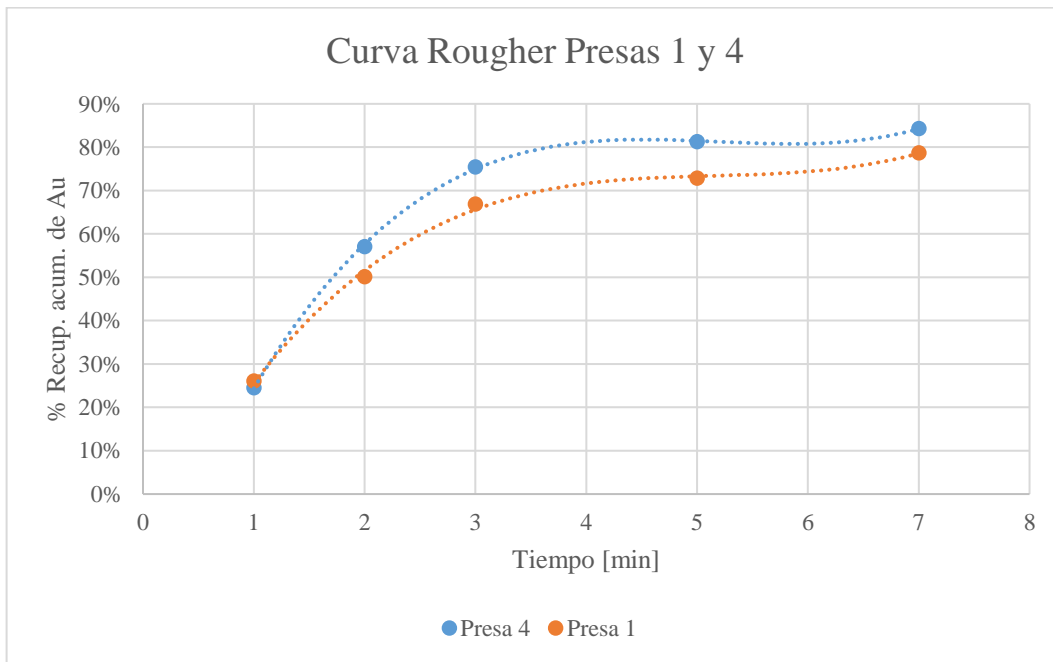


Fig. 19. Curva Rougher de los relaves de las Presas 1 y 4.

5) *Modelo cinético de flotación.*

Empleando los datos de las TABLA X, en el software para el modelado de flotación cinética en GUI de MATLAB® [26] se encontró que el modelo cinético de flotación que más se ajusta a los resultados obtenidos en el laboratorio, es el el modelo de Kelsall modificado, Ecuación (11). Los parámetros de este modelo se muestran en la TABLA XI y fueron suministrados por el software.

TABLA XI. PARÁMETROS DEL MODELO DE KELSALL MODIFICADO.

Parámetro	Modelo Kelsall Modificado	
	Presa 1	Presa 4
R	0,99515	0,98792
R _∞	0,8262	0,90451
k _f	0,5	0,5
k _s	0,4633	0,46934
ϕ	1	1

Sustituyendo los datos de la TABLA XI en la Ecuación (11) para los relaves de la Presa 1 da como resultado la Ecuación 13 (Fig. 20) y para los relaves de la Presa 4, la Ecuación 14 (Fig. 21).

$$R = 0,8262[(1 - 1)(1 - e^{-0,5t}) + 1(1 - e^{-0,4633t})]$$

$$R = 0,8262(1 - e^{-0,4633t}) \quad (13)$$

$$R = 0,9045[(1 - 1)(1 - e^{-0,5t}) + 1(1 - e^{-0,46934t})]$$

$$R = 0,9045(1 - e^{-0,46934t}) \quad (14)$$

Las Ecuaciones 13 y 14 eliminan la componente rápida de la cinética de flotación quedando como la Ecuación 8 que corresponde al modelo clásico, lo cual quiere decir que la flotación se da de manera pareja y progresiva; además, el modelo predice que la máxima recuperación posible para los relaves de la Presa 1 es de 82,62% y para la Presa 4 es de 90,45%, bajo las condiciones de la prueba.

Es importante destacar que el modelo de Kelsall modificado se basa en ciertas suposiciones, como la homogeneidad del tamaño de las partículas de mineral y la uniformidad de la distribución de burbujas en la celda de flotación. Estas suposiciones pueden no ser válidas en todos los casos, por lo que se deben considerar otros modelos más complejos en situaciones más realistas.

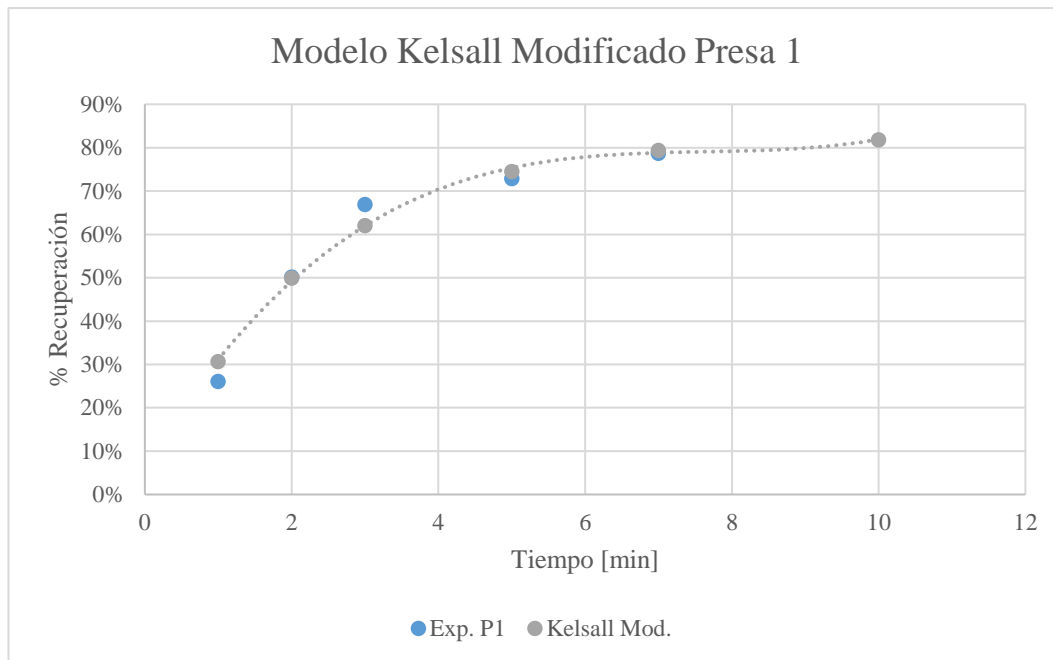


Fig. 20. Modelo de Kelsall modificado de los relaves de la Presa 1.

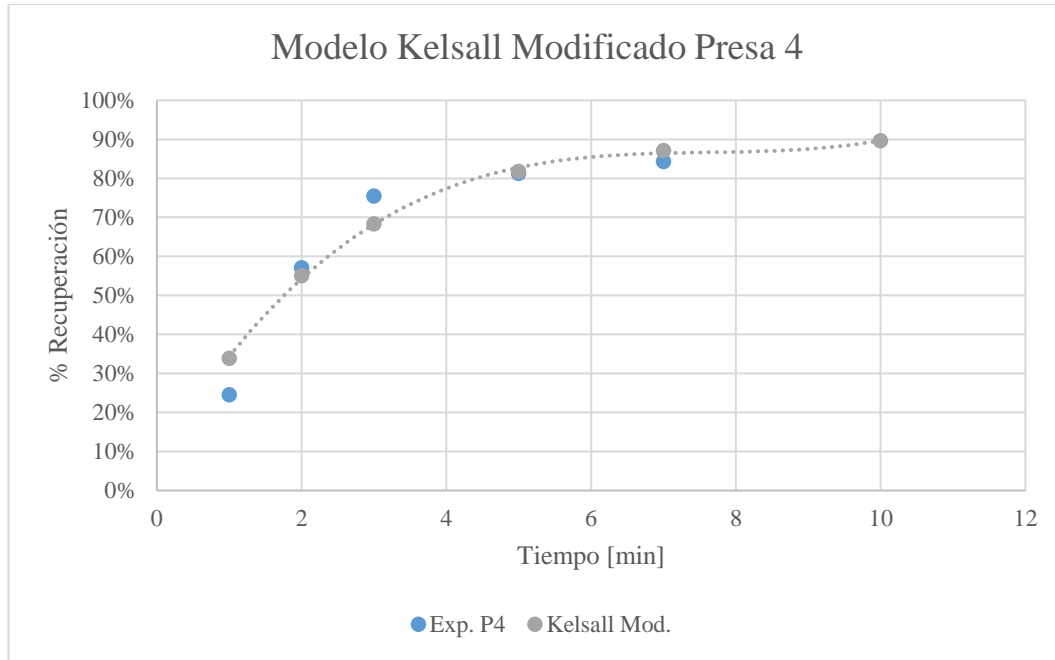


Fig. 21. Modelos de Kelsall modificado de los relaves de la Presa 4.

C. Parámetros de flotación.

Por los ensayos anteriores se encontró que los parámetros adecuados para la flotación de la pirita aurífera a nivel de laboratorio (flotación en Batch) son los que se indican en la TABLA XII. En cuanto a la dosificación de reactivo que se empleó para estos ensayos, se puede decir que solo son una guía puesto que el mineral presenta gran variación entre sí y es muy probable que una dosificación que funciona perfectamente para un lote de mineral no funcione para otro.

TABLA XII. DOSIFICACION DE REACTIVOS.

Muestra	Dosificación de reactivos						
	Condición	Activador	Colectores			Espumantes	
	pH	CuSO ₄ [g/t]	A-404 [g/t]	AP-25 [g/t]	Z-6 [g/t]	F-582 [g/t]	D-250 [g/t]
Presa 1	6	100	28	0	0	65	0
Presa 4	4	300	28	0	0	65	0
Presa 1	6	0	0	50	80	0	30

La última fila de la TABLA XII corresponde a la dosificación de reactivos con la cual se obtuvo la mejor recuperación, esto al parecer se debe a la combinación de dos colectores (AP-25 y Z-6), ambos colectores son recomendados para la recuperación de oro [5][27].

Otro aspecto para tener en cuenta es el grado de oxidación que presente el mineral, ya que de esto va a depender la cantidad de activante que se requiere para obtener los mejores resultados [28] [11].

VII. CONCLUSIONES

El tamaño del mineral juega un papel fundamental en la recuperación, el P80 y F80 que se exploró en este trabajo mostró que si bien la pirita aurífera y el oro se encontraba en mayor proporción a tamaños de partícula más bajos, a la hora de la flotación el mineral no se concentraba bien; ya que si el tamaño del mineral es demasiado pequeño, debido a su peso ligero y bajo impulso, la posibilidad de adhesión a la burbuja es pequeña. Al mismo tiempo, el peso más bajo da como resultado una mezcla de finos, es decir, una ley de mineral más baja, por esto se determinó que el tamaño adecuado para trabajar con estos relaves es de F80 de 75 μ m.

El uso de activadores como el sulfato de cobre aumentan sustancialmente la recuperación de la pirita aurífera que presenta un estado de oxidación avanzado, ya que esta sustancia reduce la cantidad de hidróxido de hierro en la superficie de pirita oxidada mediante la formación de azufre/polisulfuro elemental, lo que facilita la flotación; por esto fue necesario incluir sulfato de cobre como activador en la flotación de los relaves de la Presa 4. En cuanto a la dosificación de este en el proceso de molienda no se puede asegurar una dosificación exacta ya que para esto se requiere de estudios de electroquímica de superficies que no se abordaron en este trabajo.

No se pudo determinar que en el proceso de molienda se liberara oro, pero sí se pudo determinar que el oro fue recuperado en el proceso de flotación, ya que las pruebas espectroscopia de absorción hechas a los concentrados así los mostraron, por lo cual es recomendable realizar una prueba de microscopia SEM con análisis EDS a los concentrados para observar si se da la liberación en el proceso de molienda.

El modelo cinético de flotación mostró que bajo las condiciones de flotación que se emplearon en este trabajo la máxima recuperación de oro posible en la Presa 1 es de 82,62%, y para la Presa 4 es de 90,45%; estos resultados son buenos considerando que el mineral tratado es un relave.

Si bien el proceso de flotación ayuda a recuperar piritas auríferas, no es el método indicado para recuperar el oro cuando está encapsulado dentro de la pirita; ya que este caso se requiere otro

proceso adicional para eliminar la matriz de sulfuro y liberar el oro, lo que se sale del alcance en este trabajo.

VIII. RECOMENDACIONES

Se recomienda realizar una prueba de microscopia SEM con análisis EDS a los concentrados para observar si se da la liberación de oro en el proceso de molienda.

Para la recuperación del oro se recomienda hacer un estudio sobre el uso de otras técnicas como la oxidación y posterior cianuración de los relaves, ya que dado el tamaño en el que se encuentra el oro, no es óptimo recuperarlo por el método de flotación, por lo anteriormente tratado.

REFERENCIAS

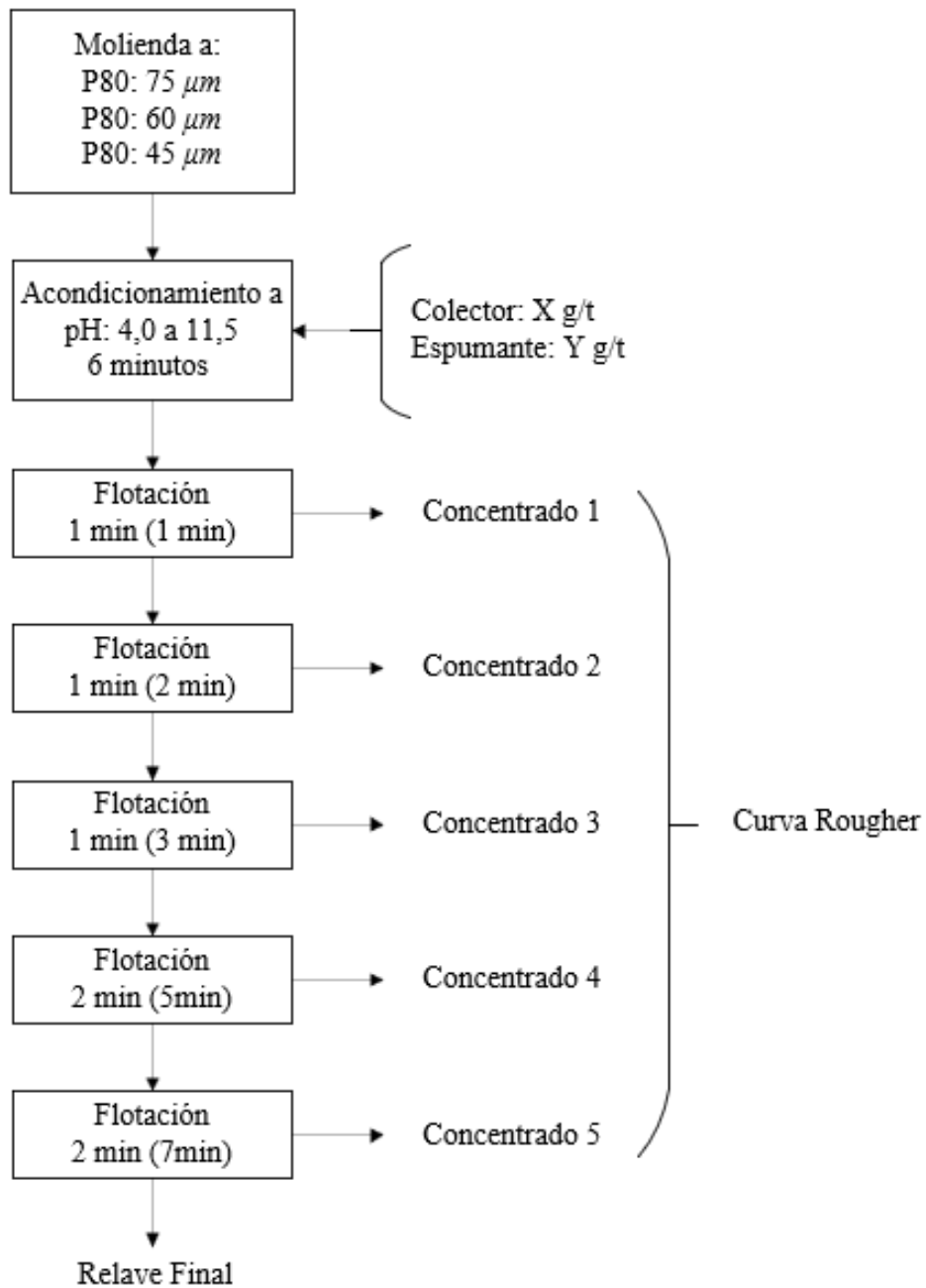
- [1] L. R. Plasencia Ezaiña, “Estudio por Microscopía Óptica y Microscopía Electrónica de Barrido de 04 muestras de Relave de Presa”, Lima, nov. 2021.
- [2] H. Iain. Marsden John., *The Chemistry of Gold Extraction*, Second Edition. Littleton, Colorado, USA: Society for Mining, Metallurgy, and Exploration, Inc. (SME), 2009.
- [3] D. T. Rickard, *Pyrite: A Natural History of Fool’s Gold*, First Edition. Oxford University Press, 2015.
- [4] S. L., and L. J. Cabri. Chryssoulis, “Significance of gold mineralogical balances in mineral processing.,” *Transactions of the Institution of Mining and Metallurgy*, vol. 99, núm. C, pp. 1–10, nov. 1990.
- [5] M. D. Adams, *Advances in Gold Ores Processing*, vol. 15. 2005.
- [6] Y. Morishita *et al.*, “Invisible Gold in Pyrite from Epithermal, Banded-Iron-Formation-Hosted, and Sedimentary Gold Deposits: Evidence of Hydrothermal Influence”, *Minerals*, vol. 9, núm. 7, p. 447, jul. 2019, doi: 10.3390/min9070447.
- [7] C. K. CORNELIUS S. HURLBUT, JR., *MANUAL DE MINERALOGIA DE DANA*. 1982.
- [8] C. I. House y G. H. Kelsall, “HYDROMETALLURGICAL REDUCTION OF SnO//2, CuFeS//2 AND PbS BY ELECTROGENERATED Cr(II) AND V(II) SOLUTIONS.”, *Extraction Metallurgy*, pp. 659–682, 1985.
- [9] Y. L. Mikhlin y V. A. Eremenko, “Influence of hematite on the flotation of sulfide minerals.”, en *XII International Mineral Processing Symposium.*, 2017.
- [10] C. Gontijo, “The interaction of maghemite with collectors and depressants in flotation.”, *Sep Sci Technol*, vol. 52, núm. 8, pp. 1449–1455, 2017.
- [11] V. A. Chanturiya, E. A. Krasavtseva, y D. V. Makarov, “Electrochemistry of Sulfides: Process and Environmental Aspects”, *Sustainability*, vol. 14, núm. 18, p. 11285, sep. 2022, doi: 10.3390/su141811285.
- [12] E. Peters, “DIRECT LEACHING OF SULFIDES: CHEMISTRY AND APPLICATIONS.”, *Metall Trans B*, vol. 7 B, núm. 4, 1976, doi: 10.1007/BF02698582.
- [13] P. F. F., “Solutions, Minerals, and Equilibria by R. M. Garrels and C. M. Christ. 450 pp. Harpers’ Geoscience Series. Harper and Row, New York, 1965. Price £5 8 s.”, *Geol Mag*, vol. 103, núm. 5, 1966, doi: 10.1017/s001675680005411x.

- [14] M. E. Wadsworth, “ADVANCES IN THE LEACHING OF SULPHIDE MINERALS.”, *Miner Sci Eng*, vol. 4, núm. 4, 1972.
- [15] K. Osseo-Asare, T. Xue, y V. S. T. Ciminelli, “SOLUTION CHEMISTRY OF CYANIDE LEACHING SYSTEMS.”, 1984.
- [16] B. Alfred Richard, *The chemistry of hidrometallurgical processes*, 1st Editio. London: E. & F. N. Spon, 1966.
- [17] B. A. Wills y J. A. Finch, “Gravity Concentration”, en *Wills’ Mineral Processing Technology*, 8th Edition. Elsevier, 2016, pp. 223–244. doi: 10.1016/B978-0-08-097053-0.00010-8.
- [18] M. M. Veiga y A. J. Gunson, “Gravity Concentration in Artisanal Gold Mining”, *Minerals*, vol. 10, núm. 11, p. 1026, nov. 2020, doi: 10.3390/min10111026.
- [19] D. V. Subba Rao, *Mineral Beneficiation*. CRC Press, 2011. doi: 10.1201/b11327.
- [20] Bulatovic Srdjan M., *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice*, 1st Edition., vol. 3. Elsevier, 2015. doi: 10.1016/C2009-0-17332-4.
- [21] S. M. Bulatovic, *Handbook of Flotation Reagents: Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores*. 2007. doi: 10.1016/B978-0-444-53029-5.X5009-6.
- [22] M. Alvarez-Silva, L. Vinnett, R. Langlois, y K. E. Waters, “A comparison of the predictability of batch flotation kinetic models”, *Miner Eng*, vol. 99, pp. 142–150, dic. 2016, doi: 10.1016/J.MINENG.2016.08.019.
- [23] Ashok Gupta y Denis Yan, Eds., “Mathematical Modelling of Comminution Processes”, en *Mineral Processing Design and Operations*, Second Edition. Elsevier, 2016, pp. 317–355. doi: 10.1016/B978-0-444-63589-1.00011-3.
- [24] X. Luo, X. Tang, L. He, y L. Luo, “Effects of size distribution on flotation kinetics of Chalcopyrite,” en *International Conference on Environment Science and Engineering, IPCBEE vol.8*, Singapore: IACSIT Press, 2011, pp. 81–85.
- [25] M. E. Schlesinger, M. J. King, K. C. Sole, y W. G. Davenport, “Production of Cu Concentrate from Finely Ground Cu Ore”, en *Extractive Metallurgy of Copper*, Elsevier, 2011, pp. 51–71. doi: 10.1016/B978-0-08-096789-9.10004-6.
- [26] I. Brezani, “Flotation kinetics - equation fitting”, <https://www.mathworks.com/matlabcentral/fileexchange/28583-flotation-kinetics-equation-fitting>.

- [27] K. Forrest, D. Yan, y R. Dunne, “Optimisation of gold recovery by selective gold flotation for copper-gold-pyrite ores”, *Miner Eng*, vol. 14, núm. 2, pp. 227–241, feb. 2001, doi: 10.1016/S0892-6875(00)00178-3.
- [28] S. Xu, M. Zanin, W. Skinner, y S. Brito e Abreu, “Influence of grinding conditions on the pulp chemistry and flotation of oxidised pyrite”, *Miner Eng*, vol. 177, p. 107385, feb. 2022, doi: 10.1016/j.mineng.2021.107385.

ANEXOS

Anexo A. Esquema de flotación



Anexo B. Datos de la curva de moliendabilidad.

En este apartado se presentan los resultados de la prueba de moliendabilidad de los relaves de las Presas 1 y 4; El modelo empleado para calcular el P80 fue el de Rosin-Rammler (Ec. 1).

$$P = 100(1 - e^{-bx^n})$$

Ecuación 1

Donde: P es el bajo tamaño acumulado o pasante en %, x es el tamaño de la partícula, b y n son constantes. Se empleo este modelo, debido a que los datos tienen mayor ajuste.

Análisis Granulométrico Presa 1 (molienda 0 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	138,20	13,94	13,94	86,06
+ 100	150	76,60	7,73	21,67	78,33
+140	106	55,10	5,56	27,23	72,77
+ 200	75	49,40	4,98	32,22	67,78
+ 325	45	103,40	10,43	42,65	57,35
+ 400	38	20,10	2,03	44,68	55,32
- 400	< 38	548,30	55,32	100,00	0,00

Nota: P80 = 144,62 µm, r² = 0,971

Análisis Granulométrico Presa 1 (molienda 5 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,70	0,07	0,07	99,93
+ 100	150	2,60	0,26	0,33	99,67
+140	106	15,60	1,58	1,92	98,08
+ 200	75	53,80	5,46	7,37	92,63
+ 325	45	226,50	22,97	30,34	69,66
+ 400	38	41,90	4,25	34,59	65,41
- 400	< 38	644,90	65,41	100,00	0,00

Nota: P80 = 53,76 µm, r² = 0,996

Análisis Granulométrico Presa 1 (molienda 10 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,30	0,03	0,03	99,97
+ 100	150	0,20	0,02	0,05	99,95
+140	106	3,40	0,34	0,39	99,61
+ 200	75	20,80	2,11	2,50	97,50
+ 325	45	144,20	14,60	17,10	82,90
+ 400	38	55,60	5,63	22,73	77,27
- 400	< 38	763,10	77,27	100,00	0,00

Nota: P80 = 39,57 µm, r² = 0,987

Análisis Granulométrico Presa 1 (molienda 15 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,10	0,01	0,01	99,99
+ 100	150	0,10	0,01	0,02	99,98
+140	106	1,30	0,13	0,15	99,85
+ 200	75	9,10	0,92	1,07	98,93
+ 325	45	98,20	9,92	10,99	89,01
+ 400	38	61,70	6,23	17,22	82,78
- 400	< 38	819,40	82,78	100,00	0,00

Nota: P80 = 32,77 µm, $r^2 = 0,981$

Análisis Granulométrico Presa 1 (molienda 20 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,10	0,01	0,01	99,99
+ 100	150	0,10	0,01	0,02	99,98
+140	106	0,40	0,04	0,06	99,94
+ 200	75	4,50	0,45	0,51	99,49
+ 325	45	102,20	10,32	10,83	89,17
+ 400	38	51,80	5,23	16,06	83,94
- 400	< 38	831,50	83,94	100,00	0,00

Nota: P80 = 30,86 µm, $r^2 = 0,948$

Análisis Granulométrico Presa 4 (molienda 0 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	144,40	14,49	14,49	85,51
+ 100	150	94,20	9,45	23,94	76,06
+140	106	127,60	12,80	36,74	63,26
+ 200	75	110,90	11,13	47,86	52,14
+ 325	45	151,30	15,18	63,04	36,96
+ 400	38	31,70	3,18	66,22	33,78
- 400	< 38	336,70	33,78	100,00	0,00

Nota: P80 = 161,91 µm, $r^2 = 0,990$

Análisis Granulométrico Presa 4 (molienda 5 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	1,60	0,16	0,16	99,84
+ 100	150	5,20	0,53	0,69	99,31
+140	106	24,00	2,42	3,11	96,89
+ 200	75	49,60	5,01	8,12	91,88
+ 325	45	141,70	14,32	22,44	77,56
+ 400	38	43,20	4,36	26,81	73,19
- 400	< 38	724,40	73,19	100,00	0,00

Nota: P80 = 47,85 µm, $r^2 = 0,997$

Análisis Granulométrico Presa 4 (molienda 10 minutos)					
Malla	Abertura (μm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,60	0,06	0,06	99,94
+ 100	150	0,70	0,07	0,13	99,87
+140	106	7,20	0,73	0,86	99,14
+ 200	75	26,70	2,72	3,58	96,42
+ 325	45	113,00	11,50	15,08	84,92
+ 400	38	48,90	4,98	20,05	79,95
- 400	< 38	785,70	79,95	100,00	0,00

Nota: P80 = 37,65 μm, $r^2 = 0,998$

Análisis Granulométrico Presa 4 (molienda 15 minutos)					
Malla	Abertura (μm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,50	0,05	0,05	99,95
+ 100	150	0,20	0,02	0,07	99,93
+140	106	1,60	0,16	0,23	99,77
+ 200	75	12,00	1,22	1,46	98,54
+ 325	45	85,10	8,66	10,12	89,88
+ 400	38	54,50	5,55	15,67	84,33
- 400	< 38	828,40	84,33	100,00	0,00

Nota: P80 = 30,11 μm, $r^2 = 0,972$

Análisis Granulométrico Presa 4 (molienda 20 minutos)					
Malla	Abertura (μm)	Peso (g)	%Peso	%Acumulado	%Pasante
+ 80	177	0,30	0,03	0,03	99,97
+ 100	150	0,20	0,02	0,05	99,95
+140	106	0,50	0,05	0,10	99,90
+ 200	75	5,20	0,53	0,63	99,37
+ 325	45	75,10	7,64	8,27	91,73
+ 400	38	40,80	4,15	12,42	87,58
- 400	< 38	860,80	87,58	100,00	0,00

Nota: P80 = 25,90 μm, $r^2 = 0,946$

Anexo C. Datos del Análisis químico de la malla valorada.

En este apartado se presentan los resultados del análisis químico por absorción atómica, de cada malla del producto de molienda.

Análisis de Malla Valorada Presa 1 (molienda 0 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	138,20	1,353	14,29	1,21
+ 100	150	76,60	1,649	15,81	1,59
+140	106	55,10	1,634	14,95	1,38
+ 200	75	49,40	1,911	15,26	1,75
+ 325	45	103,40	1,929	16,51	1,96
+ 400	38	20,10	1,923	20,31	1,9
- 400	< 38	548,30	1,989	19,61	1,74

Nota: Total de oro calculado 1,65 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 1 (molienda 5 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,70	0,72	9,43	3,97
+ 100	150	2,60	0,72	9,43	3,97
+140	106	15,60	0,72	9,43	3,97
+ 200	75	53,80	0,72	9,43	3,97
+ 325	45	226,50	0,947	18,16	4,04
+ 400	38	41,90	0,775	22,84	3,4
- 400	< 38	644,90	0,735	23,49	1,72

Nota: Total de oro calculado 2,46 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 1 (molienda 10 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,30	0,71	9,77	4,06
+ 100	150	0,20	0,71	9,77	4,06
+140	106	3,40	0,71	9,77	4,06
+ 200	75	20,80	0,71	9,77	4,06
+ 325	45	144,20	0,906	14,94	3,45
+ 400	38	55,60	0,854	23,39	3,86
- 400	< 38	763,10	0,671	21,99	1,59

Nota: Total de oro calculado 2,03 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 1 (molienda 15 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,10	0,748	14,44	4,67
+ 100	150	0,10	0,748	14,44	4,67
+140	106	1,30	0,748	14,44	4,67
+ 200	75	9,10	0,748	14,44	4,67
+ 325	45	98,20	0,748	14,44	4,67
+ 400	38	61,70	0,955	20,94	4,02
- 400	< 38	819,40	0,765	17,81	1,74

Nota: Total de oro calculado 2,18 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 1 (molienda 20 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,10	0,755	13,34	4,74
+ 100	150	0,10	0,755	13,34	4,74
+140	106	0,40	0,755	13,34	4,74
+ 200	75	4,50	0,755	13,34	4,74
+ 325	45	102,20	0,755	13,34	4,74
+ 400	38	51,80	0,938	19,06	3,37
- 400	< 38	831,50	0,756	22,18	1,7

Nota: Total de oro calculado 2,10 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 4 (molienda 0 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	144,40	0,289	8,57	0,49
+ 100	150	94,20	0,379	12,24	0,56
+140	106	127,60	0,379	17,84	0,86
+ 200	75	110,90	0,306	31,48	0,99
+ 325	45	151,30	0,239	43,61	1,16
+ 400	38	31,70	0,208	45,05	1,39
- 400	< 38	336,70	0,209	42	1,19

Nota: Total de oro calculado 0,96 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 4 (molienda 5 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	1,60	0,196	2,78	0,57
+ 100	150	5,20	0,196	2,78	0,57
+140	106	24,00	0,196	2,78	0,57
+ 200	75	49,60	0,253	5,21	0,78
+ 325	45	141,70	0,241	12,25	1,03
+ 400	38	43,20	0,228	16,04	1,24
- 400	< 38	724,40	0,233	17,33	1,12

Nota: Total de oro calculado 1,07 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 4 (molienda 10 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,60	0,192	4,86	0,74
+ 100	150	0,70	0,192	4,86	0,74
+140	106	7,20	0,192	4,86	0,74
+ 200	75	26,70	0,192	4,86	0,74
+ 325	45	113,00	0,195	8,44	0,88
+ 400	38	48,90	0,203	13,42	1,13
- 400	< 38	785,70	0,205	16,18	1,05

Nota: Total de oro calculado 1,01 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 4 (molienda 15 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,50	0,188	8,51	0,9
+ 100	150	0,20	0,188	8,51	0,9
+140	106	1,60	0,188	8,51	0,9
+ 200	75	12,00	0,188	8,51	0,9
+ 325	45	85,10	0,188	8,51	0,9
+ 400	38	54,50	0,198	13,26	1,05
- 400	< 38	828,40	0,197	15,01	1,15

Nota: Total de oro calculado 1,10 g/t

Análisis de Malla Valorada Presa 4 (molienda 20 minutos)					
Malla	Abertura (µm)	Peso (g)	% Cu	% Fe	Au (g/t)
+ 80	177	0,30	0,191	9,89	0,86
+ 100	150	0,20	0,191	9,89	0,86
+140	106	0,50	0,191	9,89	0,86
+ 200	75	5,20	0,191	9,89	0,86
+ 325	45	75,10	0,191	9,89	0,86
+ 400	38	40,80	0,189	12,02	1,1
- 400	< 38	860,80	0,203	14,86	1,09

Nota: Total de oro calculado 1,05 g/t

Anexo D. Datos Flotación variando el P80.

Las siguientes tablas corresponden a los datos de flotación de la Presa 1, variando el P80.

Presa 1, pH:6, P80: 75 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
5	66,8	6,79	13,83	0,000924	26,65	26,65
7,5	57,3	5,82	9,84	0,000564	16,26	42,91
10	25,9	2,63	11,46	0,000297	8,56	51,47
13	42,2	4,29	6,74	0,000284	8,20	59,67
Relave	791,9	80,47	1,77	0,001398	40,33	100
Total	984,1	100		0,0034667	100	

Nota: Cabeza calculada: 3,52. Ley de concentrado: 10,76 g/t. Razón de concentración: 5,12. Razón de concentración: 19,53%

Presa 1, pH:6, P80: 60 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
5	106,6	10,40	8,66	0,000923	29,87	29,87
7,5	28,7	2,80	7,66	0,000220	7,11	36,98
10	10,7	1,04	9,02	0,000096	3,12	40,10
13	31,0	3,02	6,54	0,000203	6,56	46,67
Relave	847,8	82,73	1,94	0,001648	53,33	100
Total	1024,8	100		0,003089	100	

Nota: Cabeza calculada: 3,02. Ley de concentrado: 8,15 g/t. Razón de concentración: 5,79. Razón de concentración: 17,27%

Presa 1, pH:6, P80: 45 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
5	127,4	12,24	4,79	0,000610	31,71	31,71
7,5	27,1	2,60	5,35	0,000145	7,54	39,26
10	23,4	2,25	4,26	0,000100	5,19	44,44
13	39,2	3,77	4,42	0,000173	9,02	53,46
Relave	824	79,15	1,09	0,000895	46,54	100
Total	1041,1	100		0,001922	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,85. Ley de concentrado: 4,73 g/t. Razón de concentración: 4,80. Razón de concentración: 20,85%

Las siguientes tablas corresponden a los datos de flotación de la Presa 4, variando el P80

Presa 4, pH:6, P80: 75 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
5	39,1	4,19	2,61	0,000102	9,39	9,39
7,5	18,0	1,93	2,34	0,000042	3,87	13,25
10	12,0	1,29	2,01	0,000024	2,22	15,48
13	40,0	4,29	2,50	0,000100	9,20	24,67
Relave	823,2	88,30	0,99	0,000819	75,33	100
Total	932,3	100		0,0010872	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,17. Ley de concentrado: 2,46 g/t. Razón de concentración: 8,55. Razón de concentración: 11,70%

Presa 4, pH:6, P80: 60 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
5	73,4	7,13	1,69	0,000124	12,16	12,16
7,5	20,5	1,99	2,08	0,000043	4,18	16,34
10	12,7	1,23	2,55	0,000032	3,17	19,51
13	31,4	3,05	2,03	0,000064	6,25	25,76
Relave	891,3	86,59	0,85	0,000758	74,24	100
Total	1029,3	100		0,0010204	100	

Nota: Cabeza calculada: 0,99. Ley de concentrado: 1,90 g/t. Razón de concentración: 7,46. Razón de concentración: 13,41%

Presa 4, pH:6, P80: 45 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
5	48,7	4,95	2,36	0,00011	11,54	11,54
7,5	13,3	1,35	2,78	0,00004	3,71	15,25
10	23,0	2,34	2,04	0,00005	4,71	19,96
13	23,1	2,35	2,31	0,00005	5,36	25,32
Relave	875,2	89,01	0,85	0,00074	74,68	100
Total	983,3	100		0,000996	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,01. Ley de concentrado: 2,33 g/t. Razón de concentración: 9,10. Razón de concentración: 10,99%

Anexo E. Datos Flotación variando el pH.

La variación del pH para el relave de la Presa 1, mostró los siguientes resultados:

Presa 1, pH:4, P80: 75 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
1	42,6	4,57	2,71	0,000115	11,98	11,98
2	16,3	1,75	3,23	0,000053	5,46	17,44
3	7,9	0,85	3,67	0,000029	3,01	20,45
5	12,1	1,30	3,46	0,000042	4,34	24,79
7	16,2	1,74	2,92	0,000047	4,91	29,70
Relave	836,7	89,79	0,81	0,000678	70,30	100
Total	931,8	100		0,000963	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,03. Ley de concentrado: 3,01 g/t. Razón de concentración: 9,80. Razón de concentración: 10,21%

Presa 1, pH:5, P80: 75 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
1	62,2	5,98	2,35	0,000146	7,39	7,39
2	12,2	1,17	4,63	0,000056	2,86	10,25
3	19	1,83	4,21	0,000080	4,04	14,29
5	23,5	2,26	5,76	0,000135	6,84	21,13
7	21,1	2,03	4,67	0,000099	4,98	26,12
Relave	902,1	86,73	1,62	0,001461	73,88	100
Total	1040,1	100		0,001978	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,90. Ley de concentrado: 3,74 g/t. Razón de concentración: 7,54. Razón de concentración: 13,27%

Presa 1, pH:6, P80: 75 μ m						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley Au (g/t)	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
1	60,2	5,82	3,33	0,000200	14,84	14,84
2	31,4	3,03	3,07	0,000096	7,14	21,98
3	24,1	2,33	3,26	0,000079	5,82	27,80
5	43,9	4,24	2,99	0,000131	9,72	37,52
7	24,9	2,41	2,81	0,000070	5,18	42,70
Relave	850,4	82,17	0,91	0,000774	57,30	100
Total	1034,9	100		0,00135	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,30. Ley de concentrado: 3,13 g/t. Razón de concentración: 5,61. Razón de concentración: 17,83%

Presa 1, pH:6, P80: 75µm						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
1	267,5	26,86	3,58	0,000958	59,15	59,15
2	81,8	8,21	4,31	0,000353	21,78	80,92
3	41,8	4,20	3,45	0,000144	8,91	89,83
5	18,7	1,88	2,01	0,000038	2,32	92,15
7	8,7	0,87	0,67	0,000006	0,36	92,51
Relave	577,3	57,97	0,21	0,000121	7,49	100
Total	995,8	100		0,001619	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,63. Ley de concentrado: 3,58 g/t. Razón de concentración: 2,38. Razón de concentración: 42,03% (Reactivos: AP-25, Z-6 y D-250)

Presa 1, pH:10, P80: 75µm							
Concentrado	Tiempo [min]	Peso [g]	% Peso	Ley Au [g/t]	Contenido Au [g]	% Recup. Au [g]	% Recup. Acum. Au
1	1	103,4	10,51	3,85	0,000398	22,11	22,11
2	2	96,6	9,82	4,57	0,000441	24,51	46,62
3	3	137,9	14,02	1,79	0,000247	13,71	60,33
4	5	33,5	3,41	1,67	0,000056	3,11	63,43
5	7	36	3,66	2,12	0,000076	4,24	67,67
Relave		576,4	58,59	1,01	0,000582	32,33	100
Total		983,8	100		0,00180	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,83. Ley de concentrado: 2,99 g/t. Razón de concentración: 2,41. Razón de concentración: 41,41%

Presa 1, pH:11,5, P80: 75µm							
Concentrado	Tiempo [min]	Peso [g]	% Peso	Ley Au [g/t]	Contenido Au [g]	% Recup. Au [g]	% Recup. Acum. Au
1	1	127,7	12,88	4,75	0,000607	38,92	38,92
2	2	85,2	8,59	4,32	0,000368	23,62	62,54
3	3	98,5	9,93	1,88	0,000185	11,88	74,42
4	5	44,4	4,48	1,69	0,000075	4,81	79,24
5	7	43,6	4,40	1,58	0,000069	4,42	83,66
Relave		592,3	59,73	0,43	0,000255	16,34	100
Total		991,7	100		0,00156	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,57. Ley de concentrado: 3,26 g/t. Razón de concentración: 2,48. Razón de concentración: 40,27%

La variación del pH para el relave de la Presa 4, mostró los siguientes resultados:

Presa 4, pH:4, P80: 75µm						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
1	17,1	1,73	1,62	0,000028	5,75	5,75
2	7,1	0,72	2,07	0,000015	3,05	8,80
3	8,8	0,89	1,71	0,000015	3,12	11,92
5	29,8	3,01	1,26	0,000038	7,79	19,72
7	27,8	2,81	0,97	0,000027	5,60	25,32
Relave	899,5	90,85	0,40	0,000360	74,68	100
Total	990,1	100		0,000482	100	

Nota: Cabeza calculada: 0,49. Ley de concentrado: 1,35 g/t. Razón de concentración: 10,93. Razón de concentración: 9,15%

Presa 4, pH:5, P80: 75µm						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
1	6,7	0,68	1,95	0,000013	0,48	0,48
2	5	0,51	1,80	0,000009	0,33	0,81
3	7,8	0,79	1,90	0,000015	0,54	1,35
5	18,2	1,84	2,17	0,000039	1,44	2,79
7	18,4	1,86	2,15	0,000040	1,45	4,24
Relave	931,4	94,32	2,81	0,002617	95,76	100
Total	987,5	100		0,002733	100	

Nota: Cabeza calculada: 2,77. Ley de concentrado: 2,07 g/t. Razón de concentración: 17,60. Razón de concentración: 5,68%

Presa 4, pH:6, P80: 75µm						
Tiempo (min)	Peso (g)	% Peso	Ley	Contenido de Au (g)	% Rec. Au	% Rec. Acum. Au
			Au (g/t)			
1	85,3	8,67	2,56	0,000218	12,79	12,79
2	13,2	1,34	2,19	0,000029	1,69	14,49
3	10	1,02	2,12	0,000021	1,24	15,73
5	9,4	0,96	2,23	0,000021	1,23	16,96
7	8,8	0,89	2,33	0,000021	1,20	18,16
Relave	856,9	87,12	1,63	0,001397	81,84	100
Total	983,6	100		0,00171	100	

Nota: Cabeza calculada: 1,74. Ley de concentrado: 2,45 g/t. Razón de concentración: 7,76. Razón de concentración: 12,88%

Anexo F. Datos de flotación rougher de los relaves de las Presas 1 y 4.

El colector empleado para ambos relaves fue A-404 y el espumante F-582 a F80: 75 μ m. la variación de los ensayos fue el pH, siendo para la Presa 1 de 6,0 y para la Presa 4 de 4,0.

Presa 1							
Concentrado	Tiempo [min]	Peso [g]	% Peso	Ley Au [g/t]	Contenido Au [g]	% Recup. Au [g]	% Recup. Acum. Au
1	1	243,5	11,99	4,41	0,001074	26,09	26,09
2	2	767,7	37,80	1,29	0,000990	24,06	50,16
3	3	149,3	7,35	4,62	0,000690	16,76	66,92
4	5	68,8	3,39	3,56	0,000245	5,95	72,87
5	7	54,7	2,69	4,37	0,000239	5,81	78,68
Relave		746,7	36,77	1,18	0,000877	21,32	100
Total		2030,7	100		0,004115	100	

Nota: Cabeza calculada: 2,03. Ley de concentrado: 2,52 g/t. Razón de concentración: 1,58. Razón de concentración: 63,23%

Presa 4							
Concentrado	Tiempo [min]	Peso [g]	% Peso	Ley Au [g/t]	Contenido Au [g]	% Recup. Au [g]	% Recup. Acum. Au
1	1	197,1	9,74	2,30	0,000453	24,52	24,52
2	2	813,6	40,21	0,74	0,000602	32,56	57,08
3	3	126	6,23	2,70	0,000340	18,40	75,48
4	5	49,7	2,46	2,16	0,000107	5,81	81,29
5	7	30,4	1,50	1,83	0,000056	3,01	84,30
Relave		746,7	806,4	39,86	0,36	0,000290	15,70
Total		2030,7	2023,2	100		0,001849	100

Nota: Cabeza calculada: 0,91. Ley de concentrado: 1,28 g/t. Razón de concentración: 1,66. Razón de concentración: 60,14%