



Esta obra está bajo una [Licencia Creative Commons Atribución-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/).

Flotación diferencial de sulfuros en celda Hallimond, mediada por *Acidithiobacillus ferrooxidans*

Differential flotation of sulfides in Hallimond cells mediated by *Acidithiobacillus ferrooxidans*

Recibido: 15-04-2011 Aceptado: 09-08-2011

ERICA MEJÍA RESTREPO,¹

LAURA OSORNO BEDOYA,²

JUAN DAVID OSPINA CORREA,³

MARCO ANTONIO MÁRQUEZ GODOY⁴

Resumen

Se investigó el efecto del pre-acondicionamiento oxidante con *Acidithiobacillus ferrooxidans*, precedido de un proceso de flotación diferencial en celda Hallimond, para mezclas pirita-galena, pirita-calcopirita y pirita-esfalerita, con tamaños de partícula -200 según la serie Tyler de tamices y diferentes períodos. Dicho tratamiento redujo la flotabilidad de la galena y calcopirita e incrementó la flotabilidad de la pirita en las mezclas respectivas. Para el caso de la mezcla pirita-esfalerita se generó flotabilidad de la esfalerita y se disminuyó la flotabilidad de la pirita. Los resultados indican que la interacción mineral-bacteria generó cambios en la superficie de los minerales, las cuales tienen características fisicoquímicas diferentes al sulfuro original, lo cual permite la separación de los sulfuros por flotación.

Palabras clave: Biomodulación, flotación, sulfuros.

Abstract

This work studied the effect of oxidant preconditioning with *Acidithiobacillus ferrooxidans* preceded by a differential flotation process in Hallimond cell for pyrite-galena, pyrite-chalcopyrite, and pyrite-sphalerite mixtures with particle sizes at -200, according to the Tyler sieve series and different time periods. Said treatment reduced the buoyancy of galena and chalcopyrite and increased buoyancy of pyrite in the respective mixtures. For the pyrite-sphalerite mixture, sphalerite buoyancy was generated and pyrite buoyancy was decreased. The results indicate that the mineral-bacteria interaction generated changes on the surface of minerals, which have different physical and chemical characteristics from the original sulfide, permitting sulfide separation via flotation.

Keywords: Biomodulation, flotation, sulfides

¹ MSc Ingeniería, materiales-procesos, Servicio Nacional de Aprendizaje SENA, Centro de la Manufactura Avanzada, Cadena Tic Electrónica. AA 1188. Medellín, Colombia. emejia@sena.edu.co

² Colombiana Ing. Biológica, Producción Industrial, Tecnológico Pascual Bravo - I.U. AA 6564. Medellín, Colombia. lauraosornobedoya@gmail.com

³ MSc Ing. Materiales-Procesos, Coordinación de Investigación, Área de mecánica. Tecnológico Pascual Bravo I.U. juan.ospina@pascualbravo.edu.co

⁴ PhD. en Geología Grupo de Mineralogía Aplicada y Bioprocesos (GMAB), Universidad Nacional de Colombia, Sede Medellín AA 1027. Medellín, Colombia. mmarquez@unal.edu.co

Introducción

La flotación espumante es un proceso fisicoquímico ampliamente usado en el mundo, se estima que dos billones de toneladas de roca son tratadas por flotación espumante, anualmente, en el mundo (Pearse, 2005). La flotación espumante presenta grandes ventajas sobre otros procesos de separación, debido

a su flexibilidad y eficacia, además, requiere poco espacio físico para su desarrollo (Casas, 2007). En estos procesos es muy importante conocer la mineralogía del depósito, ya que dependiendo de esta se pueden establecer los parámetros de flotación que serán empleados y, en principio, permitiría prever y solucionar posibles inconvenientes (Castro y García, 2003; Márquez *et al.* 2009). Por otro lado, las condiciones físicas y químicas de la muestra antes de la flotación tales como tamaño de partícula, oxidación superficial e hidrofobicidad, tienen un efecto en la separación ya que modifican las propiedades superficiales del mineral (Castro y García, 2003).

Los cambios relativos a la superficie son muy importantes en la flotabilidad de cada sulfuro. Estos cambios son generados por la susceptibilidad de cada mineral a la oxidación y a las características fisicoquímicas de las últimas capas atómicas (Márquez *et al.* 2009). Se han reportado diferencias en la flotabilidad de especies con composición química similar, como es el caso de la esfalerita con alto y bajo contenido de hierro. También, la presencia de hierro en la estructura cristalina de la esfalerita reduce su flotabilidad debido a que el sulfato de cobre (CuSO_4), agente a cargo de la activación eléctrica superficial del mineral, no presenta buena afinidad por la esfalerita, lo que reduce la adsorción del colector (Rehwal, 1996; Boulton *et al.* 2005).

Así mismo, se ha encontrado que especies con composición química similar y estructura cristalina distinta (polimorfos) presentan diferencias marcadas en su flotabilidad, como lo observado por Bhatti *et al.* (1993) con el uso de pirrotita hexagonal y monoclinica. Jones *et al.* (1992), investigaron la alteración de la superficie de la pirrotita, y hallaron que al inicio de la reacción de disolución ácida se empieza a generar una película hidrofílica de hidróxido de hierro, conforme la reacción progresa, esta película recubre todo el mineral. No obstante, aunque las características de la superficie son específicas para cada mineral y varían de acuerdo con su composición química y su estructura cristalina (Márquez *et al.* 2009) las diferencias en muchos casos pueden ser no suficientes para lograr un proceso de flotación eficiente (Chandraprabha *et al.* 2005).

Los sulfuros presentan características fisicoquímicas similares y su separación, en muchos casos, no es viable ni eficiente. La separación de pirita (FeS_2) de minerales asociados comúnmente a ella, es indispensable para la extracción económica de metales valiosos (Chandraprabha *et al.* 2005). La calcopirita (CuFeS_2), la arsenopirita (FeAsS), la esfalerita (ZnS) y la galena (PbS), frecuentemente se encuentran asociados con la pirita, donde la depresión selectiva de pirita permitiría la extracción y el posterior beneficio de los minerales asociados (Chandraprabha *et al.* 2005).

Debido a esto, se han iniciado estudios en biomodulación superficial, donde algunos microorganismos se han estudiado con el fin de cambiar las propiedades superficiales de minerales de interés, bien sea por su adhesión selectiva a los sulfuros, o modificando químicamente su superficie. Los microorganismos más comúnmente empleados son: *Acidithiobacillus ferrooxidans* (Kolahdoozan *et al.* 2004; Hosseini *et al.* 2005; Amini *et al.* 2009), *Lepstospirillum ferrooxidans* (Vilinska & Hanumantha, 2008) y, algunas especies como *Staphylococcus carnosus*, *Bacillus firmus* y *Bacillus subtilis* (Langwaldt & Kalapudas, 2007) y *Bacillus polymyxa* (Subramanian *et al.* 2003).

En relación con esto, la interacción mineral bacteriana puede generar cambios en la superficie de los minerales, como la formación de películas, con características fisicoquímicas diferentes a las del mineral original, las reacciones de oxidación y reducción catalizadas biológicamente generan cambios fisicoquímicos a escalas nanométricas, para cambiar de este modo la superficie del mineral. La quimisorción de productos metabólicos, puede resultar, también, en la modificación superficial, debido a la disolución de constituyentes del mineral. Todos estos aspectos, en principio, podrían subsanar el problema de la semejanza en comportamiento de los sulfuros, y permitir procesos de separabilidad por flotación más eficientes, sobre la hipótesis de superficies específicas más disímiles (Márquez *et al.* 2009). Es importante anotar que actualmente existen muchas restricciones ambientales y se hace necesario buscar nuevas opciones que reemplacen los compuestos químicos, de reconocida capacidad contaminante, empleados comúnmente en los procesos de flotación (Santhiya *et al.* 2000; Chandraprabha *et al.* 2004; Hosseini *et al.* 2005). El objetivo de este trabajo fue investigar el efecto del pre-acondicionamiento oxidante con *Acidithiobacillus ferrooxidans*, precedido de un proceso de flotación diferencial en celda *Hallimond*, para mezclas pirita-galena, pirita-calcopirita y pirita-esfalerita, con tamaños de partícula -200 según la serie Tyler de tamices en diferentes períodos.

Metodología

Preparación de muestras para los ensayos de bioflotación

Las muestras minerales fueron obtenidas de la siguiente forma: esfalerita, tomada en la mina El Centeno (Buriticá-Antioquia). Galena, tomada en la mina El Silencio, propiedad de la empresa minera Frontino Gold Mines LTD (Segovia-Antioquia). Calcopirita, obtenida de la mina La Chorrera (Cisneros-Antioquia). Pirita, tomada en la mina San Antonio (Marmato-Caldas). Los minerales fueron sometidos, individualmente, a un proceso de conminución y concentración gravimétrica en mesa Wilfley y posteriormente a un proceso de molienda en mortero de ágata, con el fin de garantizar

una distribución de tamaño de partícula, pasante malla -200, retenido -270 de acuerdo con la serie Tyler de tamices. Los concentrados de esfalerita, calcopirita y galena fueron mezclados con concentrado de pirita, en proporción 1:1.

Caracterización mineralógica

De los concentrados de mineral obtenidos, se tomaron muestras para montajes de granos en resina epóxica, los cuales fueron desbastados utilizando lijas de carburo de silicio 200, 400, 600, 1000, 1200 y 1500 para finalmente ser pulidos con uso de alúmina de granulometría 3, 1 y 0.05 μm . Se elaboraron probetas antes y después del proceso de flotación selectiva. Las secciones pulidas fueron analizadas mediante microscopía óptica de luz plana polarizada, modo luz reflejada, se empleó un microscopio óptico Leitz Laborlux 11POL, con objetivos de aumento de 10X y 20X, con el fin de determinar las fases minerales presentes. El método usado para esto fue conteo de puntos, según la norma ASTM D2799 de 2009. Luego del proceso de flotación se empleó difracción de rayos-X con el fin de confirmar las fases minerales cristalinas luego del proceso de flotación y su variación en proporciones relativas. Los análisis se realizaron con un difractómetro Bruker D8ADVANCE con barrido de 2θ de 1 a 70° con pasos de 0.03° , un tiempo de conteo por paso de 2 segundos y radiación $\text{Cu } \lambda = 1.5406 \text{ \AA}$, radiación generada 35 KV y 30 mA. Los espectros se analizaron por medio del software Diffrac Plus Eva, haciendo uso de la base de datos PDF 2.0.

Ensayos de bioflotación

Se preparó un inóculo de *Acidithiobacillus ferrooxidans* ATCC 23270, previamente adaptados y aclimatados a los minerales. El inóculo inicial presentó una población de 10^8 células/mL, estimada a partir de conteo en cámara de Newbauer. Los ensayos de flotación en laboratorio fueron

hechos en celdas de flotación tipo Hallimond. Se empleó mezclas artificiales de pirita-galena, pirita-calcopirita y pirita-esfalerita. Se flotó antes y después del proceso de biomodulación con el fin de definir diferencias en el comportamiento de las mezclas. El pretratamiento oxidante se realizó con *Acidithiobacillus ferrooxidans*, en medio T&K (0.5% de $(\text{NH}_4)_2\text{SO}_4$; 0.5% de $\text{MgSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$; 0.5% de K_2HPO_4 y 33.33 g/L de sulfato ferroso con 10 % (v/v), sulfato ferroso), 10 % (v/v) de inóculo bacteriano y un porcentaje de pulpa del 10 % (p/v). Los cultivos fueron sometidos a agitación constante a 180 rpm y temperatura de 30°C . Las muestras de mineral fueron tomadas a las 2, 4, 12, 24 y 48 horas después de iniciado el proceso. Los ensayos de flotación se hicieron suspendiendo un gramo de mineral de cada muestra, en 100 mL de agua destilada, se adiciona ditiofosfato como colector, metil isobutil carbonil (MIC) como espumante, sin adición de activador y regulador de pH. Se introdujo burbujas de aire en la celda con un caudal de $120 \text{ cm}^3/\text{min}$. La fracción de mineral flotado se analizó por conteo de puntos, con el fin de calcular el porcentaje de recuperación.

Resultados

Caracterización inicial de las mezclas

En la Figura 1 se puede apreciar los difractogramas de rayos-X que caracterizan la mezcla artificial de pirita-esfalerita, pirita-galena, pirita-calcopirita para ser sometida a acción bacteriana. En el espectro se observan las reflexiones características de las mezclas, además, la presencia de cuarzo y silicatos como minerales acompañantes del proceso. Los concentrados de minerales no fueron 50-50% de cada mezcla de mineral, ya que cada uno de estos sulfuros tenía asociados a ellos diferentes minerales. En la Tabla 1 se observa la composición de los diferentes concentrados de minerales.

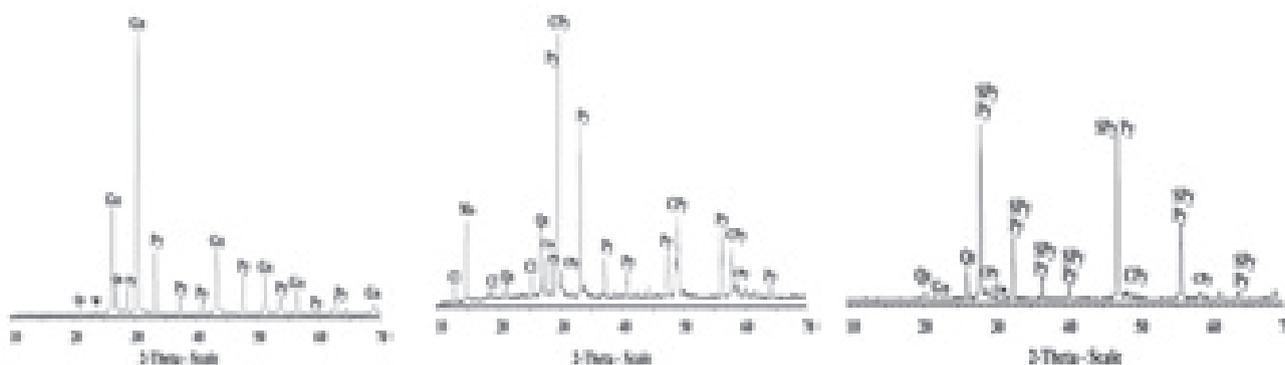


Figura 1. Difracción de rayos X para las mezclas: (A) pirita-galena, Donde: Py: Pirita, Gn: Galena, Qz: cuarzo, y W: wollastonita. (B) pirita-calcopirita, Donde: Py: Pirita, Cl: clorita, Qz: cuarzo, Cu: covelita, CPy: calcopirita y Mo: molibdenita y (C) pirita-esfalerita, Donde: Py: Pirita, Gn: Galena, CPy: calcopirita, Qz: cuarzo, y SPy: esfalerita.

Tabla 1. Composición mineralógica de las mezclas.

	FeS ₂ (%)	PbS (%)	CuFeS ₂ (%)	ZnS (%)	Ganga (%)
FeS ₂ -PbS	53,2	39,19	0,82	3,61	3,19
FeS ₂ -ZnS	49,68	1,69	3,59	42,91	2,11
FeS ₂ -CuFeS ₂	44,92	5,51	37,61	7,06	4,92

Resultados de flotación en celda Hallimond

La respuesta de la mezcla pirita-galena a la flotación, después de la interacción con *Acidithiobacillus ferrooxidans* con una población bacteriana de 10⁸ células/mL, se puede observar en la Figura 2. Desde el inicio del proceso se notó una disminución gradual en la concentración de galena y un aumento en la concentración de pirita, la cual tiende a estabilizarse hacia el final del proceso. Sin embargo, presentó un pico máximo a las 48 horas de proceso. Estos resultados fueron corroborados mediante difracción de rayos X, donde se apreció además, la formación de nuevas fases como anglesita y en menor proporción jarosita (Figura 3), estas fases son producto de la oxidación bacteriana de la galena y la pirita, respectivamente. El gráfico de proporciones relativas de pirita y galena confirma la tendencia de la pirita a aumentar gradualmente en el tiempo en tanto la galena tiende a disminuir (Figura 4). En presencia de 10⁻⁵ M de isopropil-xantato, se logró una recuperación de pirita de 69,07% y la galena fue depresada en 76,29%, después de 48 horas de pre-tratamiento oxidante (Figura 2). Cuando no se empleó un pre-tratamiento oxidante con microorganismos, la recuperación de pirita fue de 44,0% y la galena solo se

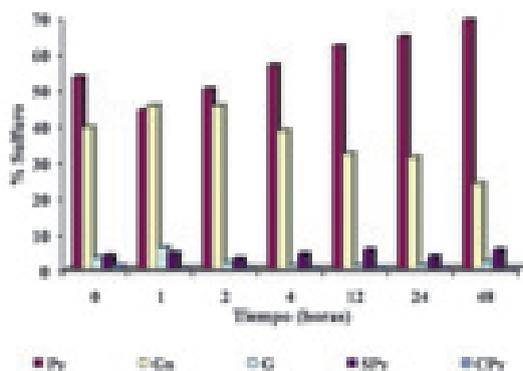


Figura 2. Porcentaje de sulfuros para la mezcla pirita-galena. Donde 0: es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita, Gn: Galena, G: ganga, SPy: esfalerita y CPy: Calcopirita.

logró depresar en 54,7%, ambos ante la presencia de colector (Fig. 2). Comparando estos resultados, vemos que con la adición de colector se logró depresar aproximadamente 21% más de galena y recuperar aproximadamente el 25% de pirita, con presencia de colector.

Para el caso de la mezcla pirita-calcopirita (Figura 5) se encontró que a mayor tiempo de tratamiento con bacterias la concentración en el flotado de calcopirita es menor, mientras que la proporción de pirita aumenta. Sin embargo, el comportamiento a las dos horas de proceso es muy similar al obtenido en la muestra sin tratamiento con bacterias, lo cual puede dar indicios de la resistencia de estos sulfuros a la oxidación. Estos resultados fueron corroborados mediante difracción de rayos X, donde se observó además la disminución de fases como clorita y molibdenita no vista en el microscopio óptico (Fig. 6). Esta disminución puede deberse a la facilidad de los aluminosilicatos como la clorita, a disolverse en ambientes ácidos y la diferencia de potencial el disulfuro de molibdeno, molibdenita, con los sulfuros acompañantes, lo cual hace que los sulfuros de mayor potencial de reposo se pasiven, pirita y calcopirita y los de menor potencial se oxiden, molibdenita. Además, en el gráfico de proporciones relativas se corroboró la tendencia de la pirita a aumentar y de la calcopirita a disminuir, desde las cuatro horas del proceso (Figura 7). En la presencia de 10⁻⁵ M de isopropil-xantato, se logró una recuperación de pirita de 66,9% y la calcopirita fue depresada en 76,7%, después de 48 horas de pre-tratamiento oxidante (Figura 5). La mezcla sin pre-tratamiento oxidante con microorganismo mostró una recuperación de pirita de

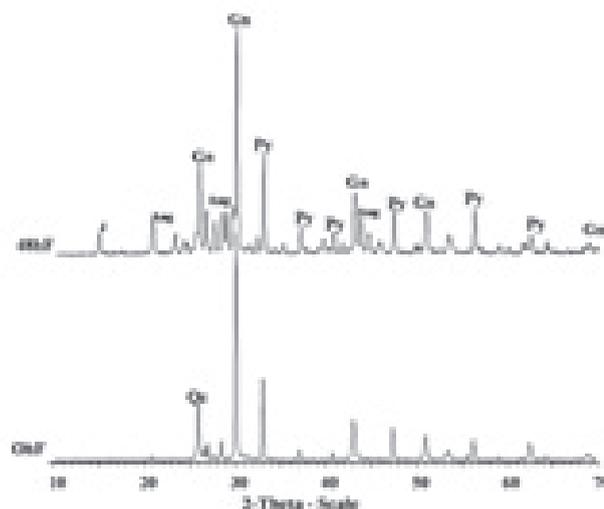


Figura 3. Difracción de rayos X para la mezcla pirita-galena, flotada sin tratamiento con bacterias (0hF) y con tratamiento a las 48 horas (48hF). Donde: Py: Pirita, Gn: Galena, Qz: cuarzo, J: jarosita, y Ang: Anglesita.

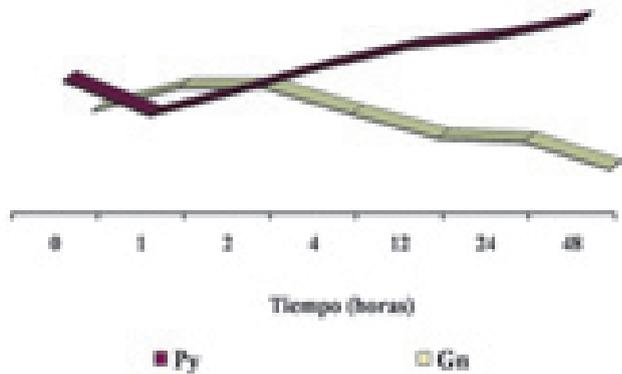


Figura 4. Imagen de abundancia relativa para la mezcla pirita y galena obtenidos por DRX, para las muestras sometidas al proceso de flotación luego de la interacción bacteriana. Donde 0: es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita y Gn: Galena.

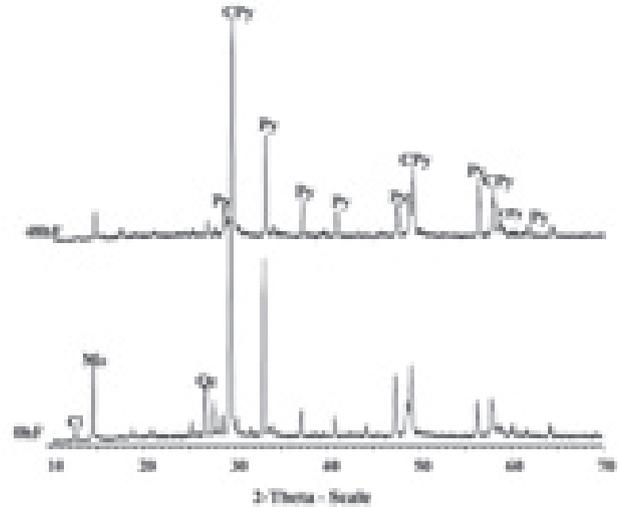


Figura 6. Difracción de rayos X para la mezcla pirita-calcopirita, flotada sin tratamiento con bacterias (0hF) y con tratamiento a las 48 horas (48hF). Donde: Py: Pirita, Cl: cloirita, Mo: molibdenita, Qz: cuarzo, y CPy: calcopirita.

41,59% y la calcopirita fue depresada en 60,68%, ambos ante la presencia de colector, como se puede observar en la Figura 5. Los resultados sugieren que el pretratamiento oxidante generó un aumento en la recuperación de pirita de aproximadamente 22%. Además, se permitió un aumento de calcopirita depresada en aproximadamente 17%.

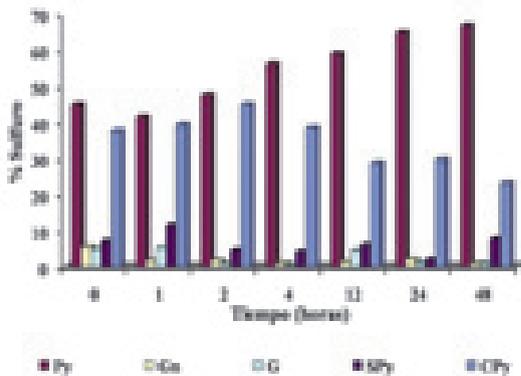


Figura 5. Porcentaje del sulfuro, fracción flotada, para la mezcla pirita-calcopirita. Donde 0: es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita, Gn: Galena, G: ganga, SPy: esfalerita y CPy: Calcopirita.

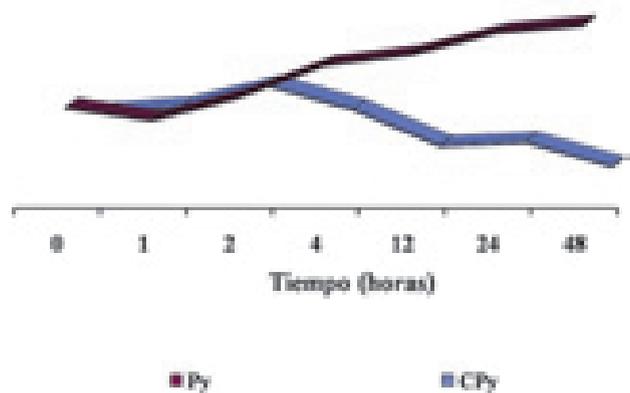


Figura 7. Porcentaje del sulfuros, fracción flotada, para la mezcla pirita-calcopirita. Donde 0 es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita, Gn: Galena, G: ganga, SPy: esfalerita y CPy: Calcopirita.

En la mezcla pirita-esfalerita, se observó que a mayor tiempo de tratamiento con bacterias, el proceso de flotación generó un concentrado más rico en esfalerita y pobre en pirita. Al igual que en los ensayos anteriores a las dos horas del proceso, no se observan cambios con la muestra sin tratamiento previo con bacterias. Mediante difracción de rayos X fue difícil corroborar las diferencias, ya que las líneas principales de esfalerita siempre coinciden con las líneas asociadas a la pirita, siendo solo la línea asociada al plano (331) la que no presenta interferencias, por lo que los

cambios en ambos picos pueden ser enmascarados (Figura 9). Sin embargo, el pico correspondiente a la reflexión (331) presentó una ligera disminución, al evidenciar una disminución de este mineral en el sustrato, lo cual fue confirmado en el gráfico de abundancia relativa donde se observó que la tendencia de la pirita es disminuir, mientras que la esfalerita aumenta desde el cuarto día del proceso (Figura 10).

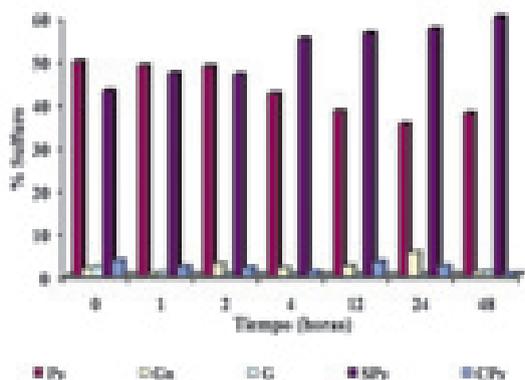


Figura 8. Porcentaje de sulfuros para la mezcla pirita-esfalerita. Donde 0: es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita, Gn: Galena, G: ganga, SPy: esfalerita y CPy: Calcopirita.

En la presencia de 10^{-5} M de isopropil-xantato, se logró una recuperación de esfalerita de 59,9% y la pirita fue depresada en 62,26%, después de 48 horas de pre-tratamiento oxidante (Figura 8). Cuando no se empleó un pre-tratamiento oxidante con microorganismo la recuperación de esfalerita fue de 48,59% y la pirita fue depresada en 53,0%, ambos ante la presencia de colector (Figura 8). Los resultados indican que el pre-tratamiento oxidante permitió un aumento en la recuperación de esfalerita de aproximadamente el 11% y la esfalerita fue depresada en 9% aproximadamente.

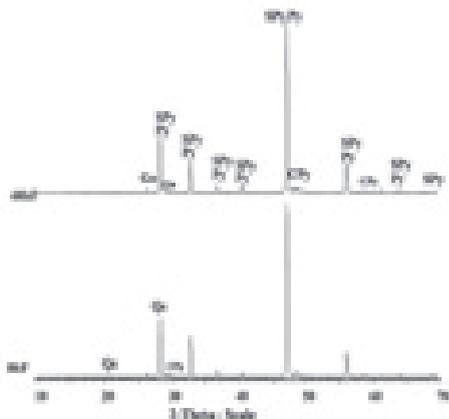


Figura 9. Difracción de rayos X para la mezcla pirita-esfalerita, flotada sin tratamiento con bacterias (0hF) y con tratamiento 48 Horas (4hF). Donde: Py: Pirita, Gn: Galena, Qz: cuarzo, CPy: calcopirita y SPy: esfalerita.

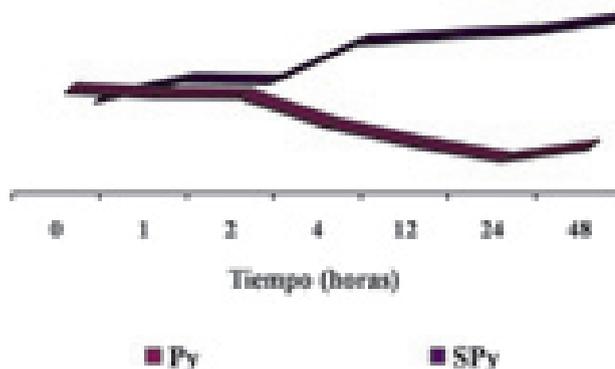


Figura 10. Imagen de abundancia relativa para los picos de pirita y esfalerita obtenidos por DRX, para las muestras sometidas al proceso de flotación luego de la interacción bacteriana. Donde 0: es la mezcla original, 1: mezcla flotada sin tratamiento de bacterias, 2: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 2 horas, 4: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 4 horas, 12: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 12 horas, 24: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 24 horas, 48: mezcla flotada luego del tratamiento con bacterias 48 horas. Py: Pirita y SPy: calcopirita.

Discusión y conclusiones

El pre-acondicionamiento oxidante con *Acidithiobacillus ferrooxidans* ATCC 23270 antes de la adición del colector y el espumante, reduce la flotabilidad de la galena en ~21%, calcopirita ~27%, e incrementa la flotabilidad de la pirita en ~25% y ~22% respectivamente, en el concentrado de flotación. Sin embargo, para el caso de la mezcla pirita-esfalerita se generó la flotabilidad de la esfalerita en ~11% y se disminuye la flotabilidad de la pirita en ~9%. Esta diferencia generada es debida al reactivo de flotación empleado, el cual es selectivo para esfalerita, lo cual generó que los demás sulfuros se depresaran y la pirita conservara su flotabilidad natural. Es importante anotar que se alcanzaron buenos porcentajes de separación de las mezclas de los sulfuros durante tiempos cortos (48 horas) en el pre-acondicionamiento oxidante con los microorganismos. Sin embargo, se deben ensayar tiempos mayores que permitan más eficiencia en la separación de los sulfuros.

Se pudo observar que la interacción mineral bacteria generó cambios en la superficie de los minerales, como formación de películas con características fisicoquímicas diferentes a las del sulfuro original (Sanhiya *et al.* 2000, Kolahddoozan *et al.* 2004, Hosseini *et al.* 2005, Márquez *et al.* 2009). Esto se pudo constatar para el caso de la mezcla pirita-galena donde los análisis de difracción de rayos X (Figura 3), muestran la formación de nuevas fases como anglesita y jarosita. Estos resultados son similares a los obtenidos por Santihya *et al.* (2000), donde al someter la galena a la acción de los microorganismos, se logró la hidrofobicidad casi completa del mineral. Sin embargo, para las mezclas pirita-calcopirita y pirita-esfalerita no se

observaron formaciones de nuevas fases cristalinas en los difractogramas, lo cual puede indicar que los cambios físico-químicos se dieron a escalas nanométricas. Este hecho es importante en los procesos de concentración de minerales donde el objetivo es la recuperación y no la transformación de los mismos. Es importante anotar que las mezclas pirita-calcopirita y pirita-esfalerita no presentaron cambios aparentes en la flotabilidad luego de las dos primeras horas del proceso, mientras que la mezcla pirita-galena muestra diferencias desde el inicio, lo que indica que este mineral es más susceptible a la oxidación bacteriana, generada por el menor potencial de reposo que tiene la esfalerita respecto a la galena, lo que está de acuerdo con lo observado por Da Silva (2004).

Se puede decir entonces que este ensayo arrojó resultados muy alentadores que podrían subsanar el problema de semejanza en el comportamiento entre estos sulfuros, ya que se logró aumentar la eficiencia en el proceso al generar superficies disímiles. Cabe anotar que este es un ensayo preliminar y se hace necesaria una investigación más detallada sobre la concentración adecuada de colector, del espumante, influencia del pH, así como realizar medidas de ángulo de contacto y potencial Z, las cuales permitirían aclarar el panorama.

Agradecimiento

Los autores agradecen al programa de Biotecnología de Colciencias, a los laboratorios de biomineralogía, Cimex, preparación de rocas y carbones de la Universidad Nacional de Colombia, sede Medellín, y al laboratorio de Ingeominas, Medellín.

Referencias

- AMINI, E., OLIAZADEH, M., KOLAHDOOZAN M. Kinetic comparison of biological and conventional flotation of coal. *Minerals Engineering*, V. 22. N. 4. (March, 2009); p. 344-347.
- BHATTI, T.M., BIGHAM, J.M., VUORINEN, A., TUOVINEN, O.H. Biological leaching of sulfides with emphasis on pyrrhotite and pyrite. In: Proceedings of International Symposium on Biotechnology for Sustainable Development, Kauser A, Malik, Anwar Nasim & Ahmad M. Khalid, NIBGE, Faisalabad, Pakistan. (1993); p. 299-308.
- BOULTON, A., FORNASIERO, D., RALSTON, J. Effect of iron content in sphalerite on flotation. *Minerals Engineering* V. 18. N. 11. (September, 2005); p.1120-1122.
- CASAS, A.E. Mineralogía dos processos de oxidação sobre pressão e bacteriana do minério de ouro da mina São Bento, MG. 2007. Tese de doutorado. Universidad de Brasília. Tese de doutorado. Pontifícia Universidade Católica do Rio de Janeiro.
- CASTRO, S., GARCÍA, J.A. Flotación Fundamentos y aplicaciones. 2003. Universidad de Concepción. Departamento de Ingeniería Metalurgia. DIMET.
- CHANDRAPRABHA, M.N., NATARAJAN, K.A., MODAK, J.M. Selective separation of pyrite and chalcopyrite by biomodulation. *Colloids and Surfaces B: Biointerfaces*. V. 37. (2004); p.93-100.
- CHANDRAPRABHA, M.N., NATARAJAN, K.A., SOMASUNDARAN, P. Selective separation of pyrite from chalcopyrite and arsenopyrite by biomodulation using *Acidithiobacillus ferrooxidans*. *Int. J. Miner. Process.* V. 75. (2005); p.113-122.
- DA SILVA, G. Kinetics and mechanism of the bacterial and ferric sulphate oxidation of galena. *Hydrometallurgy*. V. 75. N. 1-4. (November, 2004); p. 99-110.
- HOSSEINI, T.R., KOLAHDOOZAN, M., TABATABAEI, Y.S.M., OLIAZADEH, M., NOAPARAST, M., ESLAMI, A., MANAFI, Z., ALFANTAZI, A. Bioflotation of sarcheshmeh copper ore using *Thiobacillus ferrooxidans* bacteria. *Minerals engineering*. V. 18. (March, 2005); p.371-374.
- JONES, F.J.; LECOUNT, S.; SMART, R.; WHITE, T.J. Compositional and structural alteration of pyrrhotite surfaces in solution: XPS and XRD studies. *Applied Surface Science*. V. 55. (1992); p. 65-85.
- KOLAHDOOZAN, M., TABATABAEI YAZDI, S.M., YEN, W.T., HOSSEINI TABATABAEI, R., SHAHVERDI, A.R., OLIAZADEH, M., NOAPARAST, M., ESLAMI, A., MANAFI Z. Bioflotation of the low grade Sarcheshmeh copper sulfide. *Trans. Indian Inst. Met.* V. 57. N. 5. (2004); p. 485-490.
- LANGWALDT, J., KALAPUDAS, R. Bio-beneficiation of multimedial black shale ore by flotation. *Physico. Problems of Mineral Processing (Fizykochemiczne Problemy Mineralurgii)*. V. 41. (2007); p.291-299.
- MÁRQUEZ, M.A., ARROYAVE, D.M., BEDOYA, A., CAICEDO, G., MEJÍA, E., MORÁN, M., OSPINA, J.D. Ponencia: La biotecnología: diversas aplicaciones como una opción más limpia para la minería. IV Simposio sobre Bio-fábricas. Universidad Nacional de Colombia sede Medellín. Duración: 4 al 6 de agosto de 2009.
- PEARSE, M.J. An overview of the use of chemical reagents in mineral processing. *Minerals Engineering*. V. 18. N. 2. (February, 2005); p. 139-149.
- REHWALD, G. The application of ore-microscopy in beneficiation of ores of the precious metals and the nonferrous metals. In: Hugo Freund Ed., *Applied ore microscopy, theory and technique*, New York. (1996); p. 439-537.
- SANTHIYA, D., SUBRAMANIAN, S., NATARAJAN, K.A. Surface chemical studies on galena and sphalerite in the presence of *Thiobacillus thiooxidans* with reference to mineral beneficiation. *Minerals Engineering*. V. 13. N. 7. (July, 2000); p. 747-763.
- SUBRAMANIAN, S., SANTHIYA, D., NATARAJAN, K. A. Surface modification studies on sulphide minerals using bioreagents. *International Journal of Mineral Processing*. V. 72. N. 1-4., 2003. p. 175-188.
- VILINSKA, A., HANUMANATHA RAO, K. *Leptospirillum ferrooxidans*-sulfide mineral interactions with reference to bioflotation and bioflocculation. *Trans. Nonferrous Met. Soc. China*. V. 18. N. 6. (December, 2008); p. 1403-1409.