



Boletín de Ciencias de la Tierra

ISSN: 0120-3630

Universidad Nacional de Colombia

Bustamante-Rúa, Moises Oswaldo; Daza-Aragón, Alan José;
Bustamante-Baena, Pablo; Osorio-Botero, Julián David
Evaluación de la recuperación de P 2 O 5 a través de
tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica
Boletín de Ciencias de la Tierra, núm. 45, 2019, Enero-Junio, pp. 41-46
Universidad Nacional de Colombia

DOI: <https://doi.org/10.15446/rbct.n45.72354>

Disponible en: <https://www.redalyc.org/articulo.oa?id=169559150006>

- Cómo citar el artículo
- Número completo
- Más información del artículo
- Página de la revista en redalyc.org

redalyc.org
UAEM

Sistema de Información Científica Redalyc
Red de Revistas Científicas de América Latina y el Caribe, España y Portugal
Proyecto académico sin fines de lucro, desarrollado bajo la iniciativa de acceso abierto

Recovery evaluation of P₂O₅ through three models of froth flotation of phosphoric rock

Moises Oswaldo Bustamante-Rúa, Alan José Daza-Aragón, Pablo Bustamante-Baena & Julián David Osorio-Botero

Facultad de Minas, Universidad Nacional de Colombia, Medellín, Colombia. mobustam@unal.edu.co. ajdazaa@unal.edu.co, pabustamanteba@unal.edu.co, judosorib@unal.edu.co

Received: May 22th, 2018. Received in revised form: November 11th, 2018. Accepted: December 15th, 2018

Abstract

The main objective of the research is to evaluate the recovery of P₂O₅ in phosphoric rock through 3 models of froth flotation (direct, inverse and direct-inverse). Representative samples were taken from the department of Tolima and parameters were established for each of the floatations with a conditioning time of 5 minutes and flotation times between 7-10 minutes. Contact angle measurements were made with a value of 39° reflecting its hydrophilicity for the quartz case. According to Zeta potential measurements, a separation region between pH 2-5,8 was determined using anionic collectors for direct flotation and pH 5,8-10 using cationic collectors for reverse hydroxylapatite floatations. Finally, it was found that the direct-inverse flotation allowed a greater recovery of P₂O₅, using as oleic acid and Aero® 845 Promoter collectors in the anionic process, and the Aeromine® 3030C collector and the phosphoric acid depressant in the cationic process.

Keywords: flotation of minerals; phosphoric rocks; recovery; apatite; metallurgical indices.

Evaluación de la recuperación de P₂O₅ a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica

Resumen

El objetivo fundamental de la investigación es evaluar a través de 3 modelos de flotación espumante (directa, inversa y directa-inversa) la recuperación de P₂O₅ en roca fosfórica. Se tomaron muestras representativas del departamento del Tolima y se establecieron parámetros para cada una de las flotaciones con un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos y tiempos de flotación entre 7-10 minutos. Se realizaron mediciones de ángulo de contacto, encontrándose para el caso del cuarzo un valor de 39° que refleja su hidrofilicidad. De acuerdo a las mediciones de Potencial Z, se determinó que existe una región de separación entre pH 2-5,8 usando colectores aniónicos para flotación directa y pH 5,8-10 usando colectores catiónicos para flotaciones inversas de Hidroxilapatito. Finalmente, se encontró que la flotación directa-inversa permitió una mayor recuperación de P₂O₅, utilizando como colectores el ácido oleico y el Aero® 845 Promoter en el proceso aniónico, y el colector Aeromine® 3030C y el depresante ácido fosfórico en el proceso catiónico.

Palabras clave: flotación de minerales; rocas fosfóricas; recuperación; apatito; índices metalúrgicos.

1. Introducción

1.1 Roca fosfórica

Se denomina roca fosfórica, a las unidades litológicas y compuestos químicos que presentan alta concentración de minerales fosfatados por procesos naturales, usualmente de la serie apatito-francolita, es también el producto obtenido de la extracción de una mina y del procesamiento subsiguiente de los minerales fosfatados [1,2].

Dentro de los minerales del grupo de los fosfatos presentes en las rocas ígneas, sedimentarias y metamórficas, el más importante es el apatito-[Ca₅(F,Cl,OH)·(PO₄)₃], que representa una mezcla entre el fluorapatito [Ca₅(F)·(PO₄)₃], clorapatito [Ca₅(Cl)·(PO₄)₃] e hidroxilapatito [Ca₅(OH)(PO₄)₃]. La composición química de los primeros dos minerales es la siguiente: 55,5% CaO, 42,3% P₂O₅, 3,9% F y 53,8% CaO, 41% P₂O₅ y 6,8% Cl, respectivamente. El apatito con flúor es el más difundido en la naturaleza [3]. Las rocas fosfatadas, también llamadas fosfatos, están formadas por fluorofosfato de calcio - Ca₁₀F₂(PO₄)₆ - más

How to cite: Bustamante-Rúa, M.O., Daza-Aragón, A.J., Bustamante-Baena, P. and Osorio-Botero, J.D., Evaluación de la recuperación de P₂O₅ a través de tres modelos de flotación espumante de roca fosfórica. Boletín de Ciencias de la Tierra, 45, pp. 41-46, Agosto 2018 - Enero 2019.

o menos puro. Ellas se presentan como rocas duras, hasta masas granulares débilmente consolidadas.

En Colombia se encuentran niveles fosfáticos en formaciones arenosas del Cretácico Superior de la Cordillera Oriental, los cuales han configurado como yacimientos en varios lugares de esta cordillera. El espesor de los niveles mineralizados varía entre 0,5 a 5,4 metros y los tenores de P_2O_5 oscilan entre 10 y 37%. Actualmente se explota la roca fosfórica en 15 áreas localizadas en los Departamentos de Boyacá, Norte de Santander y Huila. En Colombia, una de las formaciones más importante de roca fosfórica es la Formación Monserrate, que se presenta al sur, en Tolima y Huila, con facies de areniscas gruesas en el techo, las cuales gradan a grano medio, con intercalaciones de limonitas, cherts, algunas arcillolitas y niveles fosfáticos [3,4].

El óxido fosfórico o pentóxido de difósforo (P_2O_5) es un polvo blanco corrosivo e higroscópico que se utiliza principalmente como fertilizante, ya que hace parte de uno de los macronutrientes primarios, los cuales son el nitrógeno (N), el fósforo (P) y el potasio (K). El fósforo es un nutriente fundamental en el crecimiento de las plantas, y sus compuestos son esenciales para las funciones energéticas de todos los seres vivos, está presente en bajas proporciones en la mayoría de las rocas ígneas (0,4% P_2O_5 en rocas intermedias) y sedimentarias (0,04% en areniscas), así como en agua dulce y salada [5].

El óxido fosfórico se caracteriza por reaccionar violentamente con el agua formando ácido fosfórico. Entre sus principales características se encuentran la solubilidad en agua, además de atacar los metales en presencia de agua y es una sustancia muy corrosiva para la piel y el aparato respiratorio [6].

La flotación espumante es un proceso de separación fisicoquímica compleja, en el cual se estudian las propiedades superficiales de los minerales y la interacción de éstas con el agua, con el propósito de ser aprovechadas para la recuperación de un mineral de interés [7].

El mecanismo más importante en el proceso de flotación espumante es la adhesión de las partículas a las burbujas de aire, las cuales comprenden la mayor cantidad de mineral de interés en el concentrado [8]. El tratamiento químico por medio de reactivos de flotación busca enfatizar las diferencias en las propiedades superficiales de los minerales que se encuentran en la pulpa, generando una reacción superficial entre el mineral de interés y el reactivo (colector) que lo hidrofobiza y permite una adhesión selectiva durante el proceso. Esto quiere decir que el agregado partículas-burbujas es menos denso que la pulpa sobre la cual está flotando [9].

La agitación es el mecanismo durante el proceso de flotación que permite la adición de energía cinética necesaria para que se genere una mayor probabilidad de colisión entre partículas de mineral y burbujas (ver Fig. 1), y posteriormente la mayor recuperación de mineral de interés en el concentrado [8,10].

Para que el proceso sea óptimo es necesario que la espuma, en la cual se encuentran las partículas adheridas a las burbujas de aire, sea lo suficientemente estable para permanecer en el rebosadero de la celda de flotación sin reventarse, evitando que dichas partículas vuelvan al seno del fluido donde se está dando el proceso [11]. Las fuerzas que tienden a mantener una partícula adherida a una burbuja de aire se pueden representar por medio

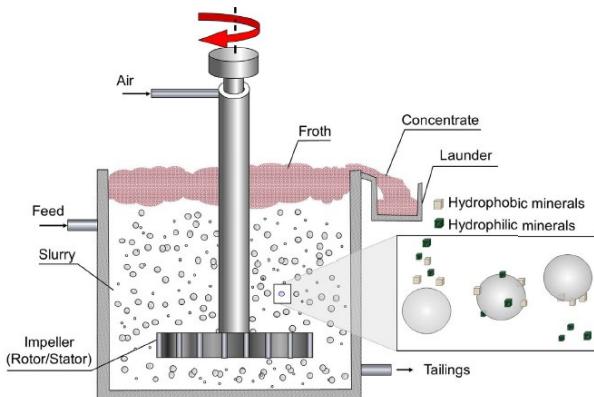


Figura 1. Mecanismo de flotación espumante convencional.
Fuente: [7]

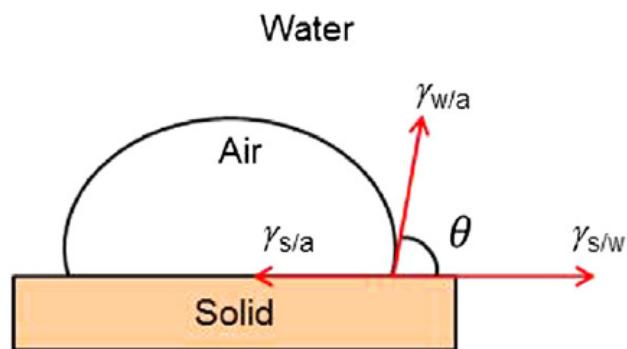


Figura 2. Esquema de ángulo de contacto en una partícula sólida.
Fuente: [7]

del modelo común de ángulo de contacto (ver Fig. 2), en el cual las fuerzas de tracción son las que dominan el mecanismo

Cuando las fuerzas se encuentran en equilibrio, la ecuación que rige la dinámica del sistema es:

$$\gamma_{s/a} = \gamma_{s/w} + \gamma_{w/a} \cos\theta \quad (1)$$

Donde $\gamma_{s/a}$, $\gamma_{s/w}$ y $\gamma_{w/a}$ son las superficies de las tensiones (o energías) entre el sólido y el aire, el sólido y el agua, y el agua y el aire, respectivamente. Y θ es el ángulo de contacto en donde coexisten las tres fases, agua, aire y sólido. El trabajo requerido para romper la interface entre partícula-burbuja es llamado trabajo de adhesión ($W_{s/a}$) y está dado por la ecuación [11]:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} + \gamma_{s/w} - \gamma_{s/a} \quad (2)$$

De las ecuaciones (1) y (2) se puede concluir que:

$$W_{s/a} = \gamma_{w/a} (1 - \cos\theta) \quad (3)$$

Por lo cual se puede decir que a mayor sea el ángulo de contacto, mayor es el trabajo de adhesión entre la partícula y la burbuja, por lo cual se establece que la hidrofobicidad aumenta a medida que aumenta el ángulo de contacto [8].

Se denomina flotación directa al modelo de flotación en el cual se genera adhesión del mineral de interés sobre la burbuja de aire y se obtiene en la espuma como concentrado del proceso, dejando en las colas, la ganga. El proceso de flotación inversa, como su nombre lo indica, es el modelo contrario al de flotación directa, en el cual la ganga es flotada y sale en la espuma del proceso, y en las colas queda el mineral de interés [12].

Se pueden encontrar procesos combinados en los que se busca optimizar la recuperación de la mena por medio de varias etapas, y por tal motivo se han generado modelos de flotación llamados directo-inverso o inverso-directo [11].

La separación de apatito de la calcita, es un proceso complejo debido a que las propiedades superficiales de ambos minerales son similares, lo que conlleva a que los reactivos de flotación interactúen de igual forma sobre ellos, indistintamente si se utiliza un colector aniónico o catiónico [10].

Los ácidos grasos son los más usados para la flotación de fosfatos como colector en el proceso de flotación directa. Las cadenas largas y sus ácidos grasos son los más utilizados, principalmente el ácido oleico o el oleato sódico [9].

La recuperación es uno de los índices metalúrgicos que determina la calidad del proceso de flotación y se define como la relación que existe entre el peso del mineral de interés que hay en el concentrado con respecto a la cantidad de ese mismo mineral que hay en la alimentación [13].

$$R = \frac{\text{Peso de mineral de interés en concentrado}}{\text{Peso de mineral de interés en alimento}} \quad (4)$$

De la Ecuación (4), se puede llegar a la siguiente expresión de recuperación:

$$R = \frac{C \cdot t_c}{A \cdot t_a} \quad (5)$$

Donde C es el peso del concentrado, t_c es el tenor del concentrado, A es el peso del alimento y t_a es el tenor del alimento [13]:

2. Materiales y métodos

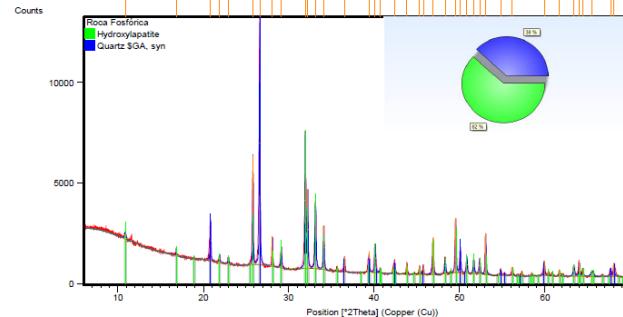
Las muestras sometidas a flotación espumante son provenientes del departamento de Tolima, Colombia. La flotación se realizó sobre 3 muestras de iguales características mineralógicas, las cuales fueron sometidas a flotación directa, inversa y directa-inversa. La composición porcentual de los elementos químicos de la muestra se describe en la Tabla 1. Los reactivos y condiciones de flotación se muestran en la Tabla 2, Tabla 3 y Tabla 4.

Tabla 1.

Composición porcentual de los elementos químicos de la muestra.

	Fe (%)	Ca (%)	Mg (%)	P ₂ O ₅ (%)	Insolu(%)
Cabeza	0.38	24.09	0.012	28.85	19.99
-16/+30	0.32	23.01	0.009	28.52	22.08
-30/+50	0.29	23.74	0.010	31.35	14.91
-50/+70	0.30	23.51	0.010	30.09	15.99
-70/+100	0.36	21.79	0.011	29.46	19.56
-100/+140	0.36	20.27	0.011	27.38	23.95
Colector	0.52	18.89	0.013	25.40	25.71

Fuente: Los autores



Ref. Code	Compound Name	Chemical Formula
01-078-1252	Silicon Oxide	Si O ₂
01-086-0740	Calcium Phosphate Hydroxide	Ca ₅ (P O ₄) ₃ (O H)

Figura 3. DRX de las muestras sometidas a flotación.

Fuente: Los autores.

Tabla 2.
Reactivos para la flotación inversa.

Flotación	Inversa
Colector principal	Aeromine® 3030C
Colector secundario	---
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	Ácido fosfórico
pH de Flotación	3

Fuente: Los autores.

Tabla 3.
Reactivos para la flotación directa.

Flotación	Directa
Colector principal	Ácido oleico
Colector secundario	Aero® 845 Promoter
Depresante	Silicato de sodio
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	Hidróxido de sodio
pH de Flotación	8

Fuente: Los autores.

Tabla 4.
Reactivos de flotación para la flotación directa-inversa.

Flotación	Directa - Inversa	
	Directa	Inversa
Colector principal	Ácido oleico	Aeromine® 3030C
Colector secundario	Aero® 845 Promoter	---
Colector terciario	Diésel	---
Depresante	---	Ácido fosfórico
Espumante	Ore Prep® F-549 Frother	Ore Prep® F-549 Frother
Regulador de pH	---	---
pH de Flotación	5,5	7

Fuente: Los autores.

La composición química de la muestra se realizó por medio de Difracción de Rayos X (DRX) y se clasificó como un Hydroxilapatito con cuarzo (ver Fig. 3).

2.1 Procedimiento experimental

Las flotaciones se realizaron con un d_{80} pasante malla 200 (Malla ASTM E 11-87) con el propósito de obtener una buena recuperación de la misma.



Figura 4. Celda de Flotación del ensayo.

Fuente: Los Autores

Cada una de las flotaciones se realizó en celdas Denver D-12 con capacidad de 1 litro (ver Fig. 4), se adicionaron los colectores y depresantes con un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos y se determinó un tiempo de flotación entre 7 y 10 minutos. El ajuste del pH se hizo antes de la adición de los reactivos descritos anteriormente.

En el proceso de flotación directa-inversa, se realizó el proceso de “Doeing” el cual permite lavar el concentrado de la primera etapa de la flotación, con el propósito de disponerla adecuadamente para la fase final, eliminando residuos de reactivo que puedan interferir con la etapa posterior.

Para el análisis químico se disuelve el mineral del concentrado y el precipitado en ácido clorhídrico (HCl) y se determinaron los porcentajes de P₂O₅, Ca e insolubles presentes por medio de colorimetría y espectrofotometría de absorción atómica, respectivamente.

Para la medición de ángulo de contacto se utilizó el equipo Dataphysics OCA14, donde se prepararon muestras gruesas de cuarzo provenientes de la roca fosfórica y por medio del microscopio binocular. Para la medición del ángulo de contacto del Hydroxilapatito, se usó la técnica de Washburn, de incremento del peso de una muestra por el ascenso capilar de agua. La magnitud del ángulo de contacto θ se calcula indirectamente de la forma (ver Ecuación (6)):

$$l^2 = \frac{R*t*\gamma_{LV}*\cos\theta}{2\mu} \quad (6)$$

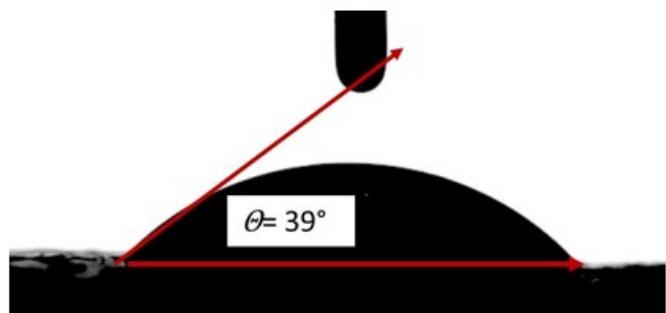


Figura 5. Ángulo de contacto de cuarzo proveniente de Roca fosfórica del Tolima ($\theta = 39^\circ$)

Fuente: Los Autores

Donde R es el radio promedio de poro; l la altura del fluido alcanzado en su ascenso en un tiempo t , y γ_{LV} es la tensión interfacial agua-aire (72,7 mN/m).

3. Resultados y discusión

3.1 Medición de ángulos de contacto

Sobre partículas de cuarzo relativamente gruesas, usando microscopio binocular, se pudo efectuar la medición del ángulo de contacto. Se observa en la Fig. 5, que el valor del ángulo de contacto del cuarzo es de 39° lo que le genera hidrofilicidad.

Los valores de ángulo de contacto calculados por medio de la técnica de Washburn oscilaron entre 20° - 30° . De la literatura se obtuvo que el ángulo de contacto para la dolomita y calcita están en el intervalo de 18° y 0° , lo que los hace fuertemente hidrofílicos.

3.2 Medición de potencial Z

En el laboratorio de sistemas particulados del I.M CIMEX se midió el potencial Z de la fracción de cuarzo y de Hydroxilapatito. Los resultados se presentan en la Figura 6.

Los valores se ajustan a los encontrados en la literatura, para minerales de apatito de génesis sedimentaria.

De la Fig. 6 se observa que el ZPC del apatito es de 5,8 aproximadamente, la adición de sales de fósforo como ión determinante de potencial reconfigura la curva y genera un ZPC en 2,3 aproximadamente. Se puede ver una región de separación entre pH 2 a pH 5,8 usando colectores aniónicos para flotación directa y pH 5,8 a pH 10 usando colectores catiónicos para flotaciones inversas de Hidroxilapatito.

3.3 Flotación de mineral

Se estudió la recuperación de P₂O₅ con 3 métodos diferentes de flotación espumante.

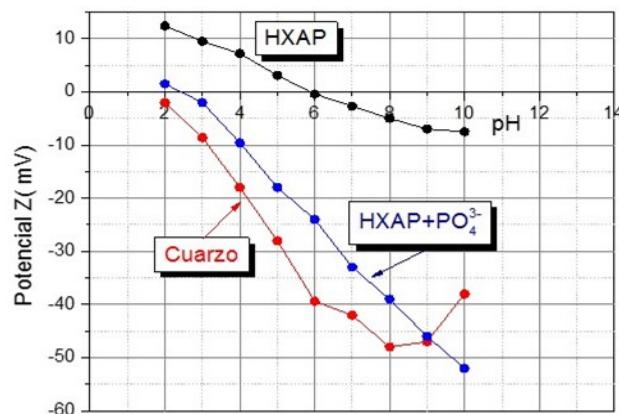


Figura 6 Potencial Z de Hidroxilapatito en medio de una solución con sales de fósforo y cuarzo.
Fuente: Los Autores.

3.3.1. Flotación inversa

Los resultados de la flotación inversa se describen mediante el cálculo de los porcentajes de óxidos y elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en la Tabla 5 y Tabla 6.

3.3.2. Flotación directa

Los resultados de la flotación directa se describen mediante el cálculo de los elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en las Tabla 7 y 8.

Tabla 5.

Análisis químico de flotación inversa.

Análisis químico		
	P ₂ O ₅ (%)	Ca (%)
Concentrado	20,20	26,80
Colas	30,75	23,40

Fuente: Los Autores

Tabla 6.

Pesos, tenores y recuperación de la flotación inversa.

Pesos Flotación		
Alimento, A (gr)	4,19,80	
Colas, T (gr)	329,50	
Concentrado, C (gr)	90,30	
Tenores P ₂ O ₅		
Tenor alimento, tA (%)	28,85	
Tenor colas, tT (%)	30,75	
Tenor concentrado, tC (%)	20,20	
Índice metalúrgico		
Recuperación, R (%)	84	

Fuente: Los Autores

Tabla 7

Análisis químico de flotación directa.

Análisis químico		
	P ₂ O ₅ (%)	Ca (%)
Colas	27,61	33,95
Concentrado	29,67	25,38

Fuente: Los Autores.

Tabla 8

Pesos, tenores y recuperación de la flotación directa.

Pesos Flotación	
Alimento, A (gr)	330,38
Concentrado, C (gr)	66,99
Colas, T (gr)	263,39
Tenores	
Tenor alimento, tA (%)	28,85
Tenor concentrado, tC (%)	29,67
Tenor colas, tT (%)	27,61
Índice metalúrgico	
Recuperación, R (%)	21

Fuente: Los Autores

3.3.3. Flotación directa-inversa

Los resultados de la flotación directa-inversa se describen mediante el cálculo de los elementos por análisis químico y el cálculo de la recuperación según los pesos y tenores como se describen en las Tablas 9 y 10.

Se observa que en todas las pruebas de flotación realizadas se produce un aumento del tenor de P₂O₅ en el concentrado, la recuperación más baja se obtuvo en la flotación directa con un 21% de P₂O₅ y una recuperación de Ca e insolubles del 21%. El valor más alto de P₂O₅ obtenido se generó en el proceso de flotación directo-inverso con resultados del 95% de P₂O₅, una recuperación de Ca de 86% y de insolubles del 72%.

Para la industria de los fertilizantes, es indispensable tener en consideraciones algunas parámetros establecidos, los cuales son: (1) P₂O₅>30% y (2) una relación másica de CaO a P₂O₅<1.6 [14]. En la Tabla 5 el tenor del concentrado de P₂O₅ de la flotación inversa alcanza un valor de 30,75% (>30%) y una relación másica de 1,07 (<1,6). En la Tabla 7 el tenor del concentrado de P₂O₅ de la flotación directa alcanza un valor de 29,67% (<30%) y una relación másica de 1,2 (<1,6). Por último, en la Tabla 9 el tenor del concentrado de P₂O₅ de la flotación directa-inversa alcanza un valor de 30,43% (>30%) y una relación másica de 0,84 (<1,6).

Tabla 9.

Análisis químico de flotación directa-inversa.

Análisis químico		
	P ₂ O ₅ (%)	Ca (%)
Colas	28,20	18,17
Concentrado	30,43	23,08

Fuente: Los Autores

Tabla 10.

Pesos, tenores y recuperación de la flotación directa-inversa.

Pesos Flotación	
Alimento, A (gr)	394,45
Concentrado, C (gr)	355,65
Colas, T (gr)	38,80
Tenores	
Tenor alimento, Ta	28,85
Tenor concentrado, Tc	30,43
Tenor colas, Tt	28,20
Índice metalúrgico	
Recuperación, R	95%

Fuente: Los Autores

4. Conclusiones

Al desarrollar los 3 procesos, se encontró que la flotación directa-inversa permitió una mayor recuperación de P_2O_5 comparado con las demás pruebas que se realizaron. Se utilizó como colectores primarios para la primera etapa de la flotación directa-inversa (proceso aniónico) el ácido oleico y para la segunda etapa (proceso catiónico) el Aeromine® 3030C. El colector secundario se utilizó exclusivamente para el proceso aniónico al igual que el colector terciario, aplicándose Aero® 845 Promoter y diésel respectivamente. Por otro lado, en la segunda etapa de la flotación directa-inversa que en este caso se refiere al proceso catiónico, se utilizó como depresante ácido fosfórico. En general, para esta flotación se aplicó como espumante el Ore Prep® F-549 Frother y se tuvieron condiciones de pH de 5,5 para la primera etapa y pH de 7 para la segunda etapa, teniendo en cuenta las regiones de separación que se pudieron visualizar en la figura de Potencial Z de Hidroxilapatito en medio de una solución con sales de fósforo y cuarzo.

Las concentraciones de reactivos en la flotación directa-inversa fueron las siguientes: Colector ácido oleico (577 gr/ton), Aero® 845 Promoter (535gr/ton) y diésel (488 gr/ton) en el proceso aniónico; y Colector Aeromine® 3030C (1572 gr/ton) y depresante ácido fosfórico (618 gr/ton) en el proceso catiónico. La concentración de espumante fue de 188 gr/ton de Ore Prep® F-549 Frother para ambas etapas de la flotación.

Según los parámetros establecidos por la industria de los fertilizantes, y considerando cada uno de los resultados obtenidos en las diferentes flotaciones, se puede concluir que tanto la flotación inversa como la flotación directa-inversa cumplen con dichos requerimientos.

Reconocimiento

Agradecemos al Instituto de Minerales CIMEX de la Universidad Nacional de Colombia por su apoyo en financiamiento y pruebas de laboratorio para el desarrollo del trabajo.

Referencias

- [1] Cantera, V., Mateus, E., Muñoz, F., Montoya, C., Herrera, J. y Loy, J., Selección de la mejor alternativa para la industrialización de la roca fosfórica en el Departamento de Huila. 2008,139 P.
- [2] Barros-Daza, M.J., Bustamante-Baena, P., Bustamante-Rúa, M.O., Blanqueo de caolín por medio de lixiviación en pilas con ácido oxálico. Respuestas, 21, pp. 65-76, 2016. DOI: 10.22463/0122820X.638.
- [3] Unión Temporal GI., Georesursos. Análisis de la estructura productiva y mercados de la roca fosfórica. Bogotá, 2005.
- [4] Bustamante-Rúa, M.O., Aragón-Daza, A.J., Bustamante-Baena, P. y Barros-Daza, M.J., Simulación de plantas de procesamiento de minerales a través de MODSIM®. Boletín de Ciencias la Tierra, 39, 2016. DOI: 10.15446/rbct.n39.50451.
- [5] Rodas-González, M. y Barrenechea, J.F., Minerales utilizados en agricultura, 14, 2006.
- [6] Comité Internacional de Expertos del IPCS. Pentaóxido de difósforo, 2, 2005.
- [7] Wills, B.A. and Finch, J.A., Will's mineral processing technology: an introduction to the practical aspects of ore treatment and mineral. 2016.
- [8] Bustamante-Rúa, M.O., Naranjo-Gómez, D.M., Daza-Aragón, A.J., Bustamante-Baena, P. and Osorio-Botero, D.J., Flash flotation of free coarse gold using dithiophosphate and dithiocarbamate as a replacement for traditional amalgamation, 85, PP. 163-170, 2018. DOI: 10.15446/dyna.v85n205.69882.
- [9] Abdel-Khalek, N.A., Selim, K.A. AND Abdallah, M.M., Flotation of Egyptian newly discovered fine phosphate ore of Nile Valley. Proc Int Conf Mining, Mater Metall Eng., 2014, pp. 1-8.
- [10] Haseman, J.F., Flotation of phosphate ores. US 1968, 3 P. DOI: 10.1016/B978-0-444-53083-7.00001-4.
- [11] Bustamante-Rúa, M.O., Notas de clase: flotación avanzada de minerales, 2015, 40 P.
- [12] Boulos, T.R., Yehia, A., Ibrahim, S.S. and Yassin, K.E., A modification in the flotation process of a calcareous-siliceous phosphorite that might improve the process economics. Miner Eng., 69, pp. 97-101, 2014. DOI: 10.1016/j.mineng.2014.07.017.
- [13] Bustamante-Rúa, M.O., Gaviria-Cartagena, A.C. y Restrepo-Baena, O.J., Concentración de minerales. Medellín, 2008.
- [14] Zhou, F., Wang, L., Xu, Z., Liu, Q. and Chi, R., Reactive oily bubble technology for floatation of apatite, dolomite and quartz. Int J Miner Process, 134, pp. 74-81, 2015. DOI: 10.1016/j.minpro.2014.11.009.

M.O. Bustamante-Rúa, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia de la Universidad Nacional de Colombia, MSc. en Ciencias de la Ingeniería con mención en Metalurgia Extractiva - mención Mineralurgia de la Universidad de Concepción, Chile, Dr. en Ciencias de la Ingeniería con mención Metalurgia Extractiva - Minería de la Universidad de Concepción - Chile. Es profesor titular de la Universidad Nacional de Colombia, Medellín, director e investigador del Instituto Mineral CIMEX.

ORCID: 0000-0002-1692-991X

P. Bustamante-Baena, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia. de la Universidad Nacional de Colombia. MSc. en Recursos Minerales de la misma universidad. Ha ganado el premio al mejor trabajo de pregrado y al Concurso Nacional Otto de Greiff. Pertenece al grupo de investigación CIMEX Instituto de Minerales. Actualmente es el ganador del "Joven Investigador" para Colciencias. Ha trabajado en la industria en el sector subterráneo del carbón, carbón a cielo abierto, procesamiento y transformación de minerales.

ORCID: 0000-0002-8409-5531

A.J. Daza-Aragón, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia de la Universidad Nacional de Colombia, finalizó sus estudios en 2015, MSc. en Recursos Minerales de la Universidad Nacional de Colombia. Fue alumno auxiliar del Instituto Mineral CIMEX, donde participó en dos semilleros en asociación con el Programa Nacional de Semillas de Investigación, Creación e Innovación de la Universidad Nacional de Colombia, 2013-2015.

ORCID: 0000-0001-7596-9666

J.D. Osorio-Botero, es BSc. Ingeniero de Minas y Metalurgia. de la Universidad Nacional de Colombia, completó sus estudios en 2015. Actualmente es estudiante del MSc. en Ingeniería - Recursos Minerales de la Universidad Nacional de Colombia. Trabaja como ingeniero de soporte en el proyecto de flotación y separación de minerales magnéticos que realizó entre la Universidad Nacional de Colombia y la empresa Anglogold Ashanti.

ORCID: 0000-0002-2845-937X