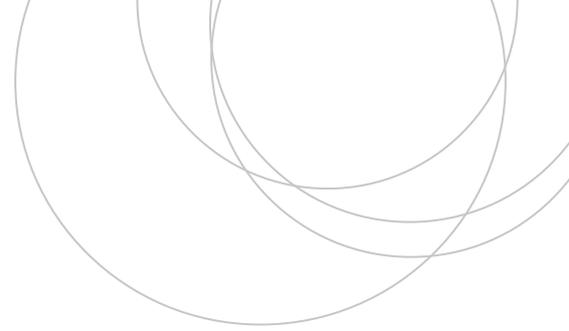




Universidad
del País Vasco

Euskal Herriko
Unibertsitatea

ZIENTZIA
ETA TEKNOLOGIA
FAKULTATEA
FACULTAD
DE CIENCIA
Y TECNOLOGÍA



Gradu Amaierako Lana / Trabajo Fin de Grado
Ingenieritza Kimikoko Gradua / Grado en Ingeniería Química

Puesta en marcha de un módulo de ensayos de flotación a escala laboratorio para la separación de arenas silíceas y feldespáticas

Egilea/Autor/a:

Paula Benito Gonzalez

Zuzendaria/Director/a:

Monika Ortueta Aldama

© 2019, Paula Benito Gonzalez

Leioa, 2019ko ekainaren 21a/Leioa, 21 de junio de 2019

ÍNDICE

1. INTRODUCCIÓN	1
1.1. PROCESAMIENTO DE MINERALES	1
1.2. FUNDAMENTOS DE LA FLOTACIÓN	2
1.2.1. Fases de la flotación.....	3
1.2.2. Aspectos físico-químicos de la flotación	4
1.3. REACTIVOS DE FLOTACIÓN	6
1.4. EQUIPOS DE FLOTACIÓN	9
1.5. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN.....	11
1.6. CUANTIFICACIÓN Y CONTROL DEL PROCESO	14
2. OBJETIVOS.....	16
3. DESARROLLO EXPERIMENTAL.....	17
3.1. INSTRUMENTACIÓN	17
3.2. MATERIALES.....	18
3.2.1. Reactivos.....	18
3.2.2. Arenas	18
3.3. PROCEDIMIENTO ANALÍTICO	23
3.3.1. Preparación de la alimentación para la flotación	23
3.3.2. Proceso de flotación: estudio de variables	23
3.3.3. Procedimiento ensayo de circuito de flotación	24
3.3.4. Análisis de las variables de estudio e indicador de la eficacia del proceso ...	25
4. RESULTADOS	27
4.1. PROPIEDADES DE LAS MUESTRAS PATRÓN Y LA ARENA DE COSTA RICA	27
4.2. DETERMINACIÓN DEL EFECTO DE LAS VARIABLES DE OPERACIÓN EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN PRIMARIA	27
4.3. DEFINICIÓN DEL PROCEDIMIENTO DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN PARA EL ANÁLISIS DE ARENAS SILÍCEAS Y FELDESPÁTICAS.....	35

4.3.1. Circuito sobre las muestras patrón.....	35
4.3.2. Circuito sobre la arena de Costa Rica.....	37
5. CONCLUSIONES	44
6. NOMENCLATURA	46
7. BIBLIOGRAFÍA.....	47
8. ANEXOS.....	49

1. INTRODUCCIÓN

1.1. PROCESAMIENTO DE MINERALES

Los minerales son sustancias inorgánicas naturales, de composición química y estructura cristalina. Pocos de los minerales que se encuentran en la naturaleza son extraídos de los yacimientos naturalmente puros y listos para su uso. Debido a la acción de los muchos agentes naturales (erosión mecánica, erosión química, sedimentación y degradación química), se producen agregados complejos de diferentes minerales de los cuales solo uno o dos serán valiosos.

La explotación de los minerales acumulados en el suelo es una actividad económica de gran importancia, ya que, los minerales son materias primas básicas tanto para la fabricación de productos industriales como para la fabricación de materiales de construcción. El aumento de la demanda de minerales, el agotamiento de los yacimientos más fácilmente accesibles y las mejoras tecnológicas han motivado la explotación de yacimientos hasta ahora considerados como incosteables, como pasa con la extracción del petróleo.

Un mineral depositado en una roca se define como mena cuando se encuentra en concentración suficiente para permitir una recuperación del mineral con beneficio económico. Esta concentración mínima se conoce como ley de corte o ley mínima (Sepulveda y Avilez, 2014). Asociado al concepto de mena está el de ganga. Se llama así al conjunto de todos los minerales sobrantes que se encuentran agregados a la mena en la roca, Figura 1. El número de combinaciones de las especies minerales que puede contener una roca es muy grande.

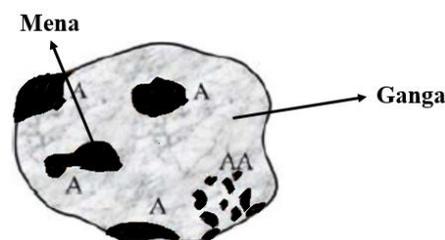


Figura 1. Ejemplo de un mineral depositado en una roca (Wills y Finch, 2016).

La recuperación de la mena retenida en la roca requiere de un procesamiento. Este consiste en la extracción de la mena y una posterior preparación del mineral. La calidad del procesamiento está estrechamente relacionado con la naturaleza de la roca y su mineralogía general.

En el procesamiento de la mena se diferencian dos operaciones principales: la liberación de la mena y la posterior separación y enriquecimiento (Wills y Finch, 2016). La liberación es un proceso que persigue el desprendimiento de la mena respecto de la ganga para dejar libres los minerales valiosos. Aunque en la práctica rara vez se logra la liberación completa, la roca se tritura hasta obtener un tamaño de partícula tal que el producto sea una mezcla de partículas de mineral y de ganga relativamente limpias. Esta primera etapa es clave para lograr un procesamiento de minerales exitoso.

Una vez de que los minerales hayan sido liberados de la ganga, la mezcla se somete a un proceso de separación para producir una corriente enriquecida de minerales valiosos. Este proceso de separación se basa en las distintas propiedades físicas y químicas de las especies minerales entre las que se incluyen el tamaño, la forma, el color, la gravedad específica, la conductividad eléctrica, las propiedades superficiales y la reactividad química (Ives, 1984). En la Figura 2 se muestra un diagrama de bloques de una operación de preparación básica de minerales.

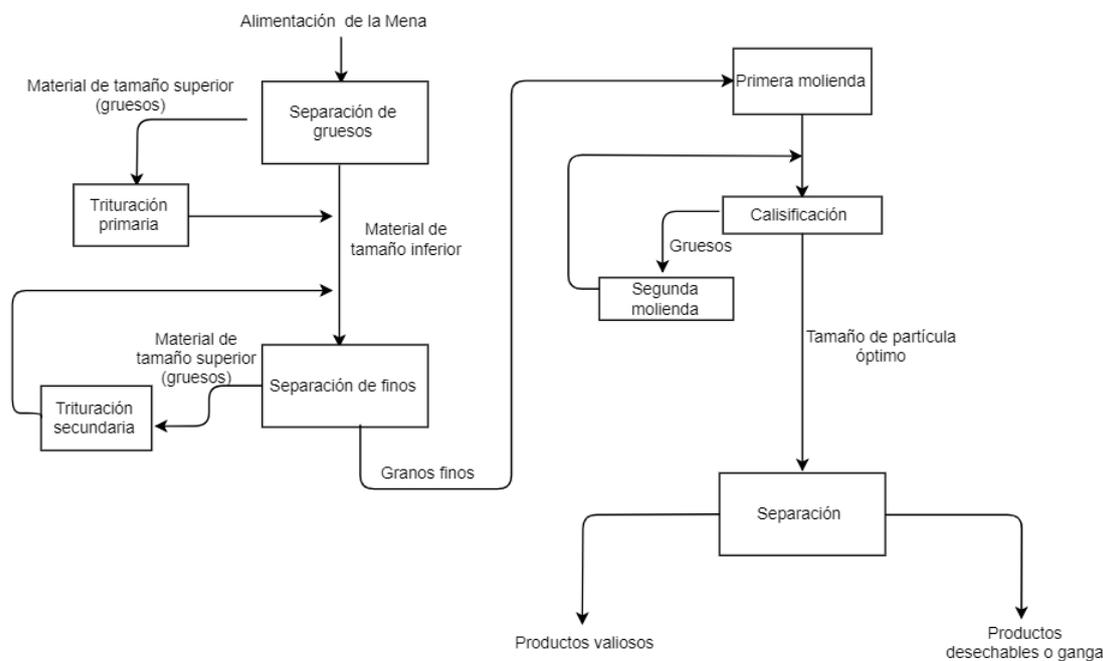


Figura 2. Diagrama de bloques simplificado de las operaciones del procesamiento de minerales.

La flotación es uno de los procesos más importantes utilizado para separar partículas minerales, pudiendo tratar más de 10^9 t de mineral anualmente. El proceso de flotación ha permitido en las últimas décadas la recuperación de metales y minerales que anteriormente no se podían recuperar, ya bien, por falta de método o por la pequeña concentración en que se encontraban en la naturaleza. Resultando, en un crecimiento de reservas disponibles en el mundo (Wills y Finch, 2016).

1.2. FUNDAMENTOS DE LA FLOTACIÓN

La flotación es un proceso físico-químico que consta de tres fases (sólido, líquido y gas) que tiene como objetivo la separación de minerales en base a las diferencias entre las propiedades superficiales de las materias minerales, concretamente, en la hidrofiliidad e hidrofobicidad de las superficies. Según la definición de Gaudin (1922), uno de los pioneros del estudio de la flotación, la flotación es un proceso de segregación de minerales, pues se trata de la individualización de las especies que representaban anteriormente una mezcla.

Los principios básicos en que se fundamenta el proceso de la flotación son la diferencia de las hidrofobicidades entre las partículas minerales. Los minerales hidrofílicos son capaces de reaccionar con los dipolos del agua. Los hidrofóbicos son aquellos que no

tienen interacción o tienen pequeña interacción con los dipolos del agua. De manera que al introducir una mezcla compuesta por minerales hidrofílicos y minerales hidrofóbicos en un sistema donde los minerales se ponen en contacto con el agua y el aire, por medio del proceso de flotación los minerales se separarán en dos corrientes; una de ellas, con los minerales hidrofílicos que han interactuado con las moléculas del agua; y otra, con los hidrofóbicos, que al introducir aire al sistema se han adherido a las burbujas de aire, Figura 3. Por lo tanto, en la operación de flotación se obtienen dos corrientes finales: la corriente en la que se recuperan los minerales hidrofílicos se define como cola o hundido, y la corriente con los minerales hidrofóbicos adheridos a las burbujas de aire se denomina concentrado o flotado. Esta última corriente se recupera como una espuma compuesta de burbujas pequeñas que contienen el mineral (Bulatovic, 2007).

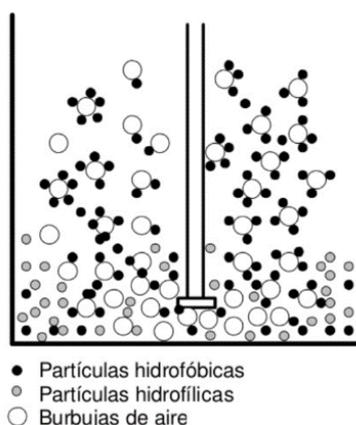


Figura 3. Mecanismo de adhesión de las partículas sólidas en función de sus propiedades superficiales (Wills y Finch, 2016).

La flotación, por lo tanto, es un proceso empleado para separar los minerales valiosos o deseados de una mezcla y obtenerlos en una de las dos corrientes (en el flotado si los minerales valiosos son hidrofóbicos o en el hundido si son hidrofílicos) del proceso como una corriente enriquecida en el mineral valioso. Esta corriente se denomina corriente producto. Para asegurar la separación se requiere la adición de unos reactivos químicos al sistema, cuyas acciones principales serán inducir e inhibir la hidrofobicidad de las partículas (Wills y Finch, 2016).

El proceso de flotación puede clasificarse en dos tipos en función de la separación de la mezcla: flotación colectiva y flotación selectiva. La flotación en la que la corriente producto está compuesta por varios minerales de interés se denomina flotación colectiva. Sin embargo, en el proceso de flotación en el cual la corriente producto obtenida contiene solo una especie mineral individualizada, es descrito como flotación selectiva (Sutulov, 1963). Además, según los escritos de Wills y Finch (2016) la flotación puede ser directa o inversa en función de la corriente en la que se obtenga el mineral deseado. En la flotación directa, el mineral se recupera en forma de una espuma (corriente flotada), dejando la ganga en la cola que se elimina por la parte inferior (corriente hundida). En la flotación inversa, sin embargo, la ganga se separa en la fracción flotada al revés de lo que sucede en la flotación directa.

1.2.1. Fases de la flotación

Como ha quedado de manifiesto, el proceso de flotación contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias primas

a separar, es decir, los minerales. La fase líquida es el agua, que debido a sus propiedades específicas, constituye un medio ideal para dichas separaciones. Los sólidos y el agua se mezclan antes de la aplicación del proceso formando una mezcla denominada pulpa. El gas utilizado en las separaciones es el aire que se inyecta en la pulpa, neumática o mecánicamente, para poder formar las burbujas que serán los centros sobre los cuales se deberán adherir las partículas sólidas que se deseen flotar (Sutulov, 1963). Por lo tanto, este sistema contempla el contacto íntimo entre tres fases, de las cuales la líquida y la gaseosa son casi siempre invariables, mientras que la sólida es la que varía de un caso a otro.

La fase de partículas minerales (sólida) es la fase más compleja. Generalmente, es un sistema compuesto de una variedad de diferentes minerales. Por consiguiente, las propiedades fisicoquímicas de cada superficie mineral se consideran variables y el comportamiento de estas ante el resto de fases y los reactivos también puede ser variable. Este fenómeno se conoce como la heterogeneidad de la superficie mineral. El carácter superficial de una partícula mineral juega un papel importante en su interacción con los reactivos.

Por otro lado, el líquido es la fase en la que tiene lugar la separación de minerales. Los fenómenos que ocurren en el agua cuando se forman sistemas en los que incorporan a ella sólidos y gases explican el distinto comportamiento de los sólidos frente a la mojabilidad. Ésta, o las propiedades hidrofílicas, no son nada más que la capacidad de los sólidos de hidratarse. Esta condición se utiliza para determinar la posibilidad de separación de la mezcla de minerales y de interacción entre varios reactivos y superficies minerales.

Las burbujas o el aire inyectado en el proceso se considera la fase gaseosa, cuyo propósito es, por un lado, influir físicamente en el proceso de flotación y, por otro, ser el medio de transporte de las partículas sólidas hidrofóbicas hasta la corriente flotada.

1.2.2. Aspectos físico-químicos de la flotación

El sistema trifásico formado en la flotación es muy complejo y la consideración teórica de las leyes que gobiernan este sistema se basa en muchas aproximaciones. Por ello, para su mejor comprensión es necesario estudiar los fenómenos físico-químicos que ocurren al poner en contacto las diferentes fases: mineral, agua, aire y reactivo.

La forma de planificar una operación de flotación para un determinado mineral según Ives (1984), debe ser, hipotéticamente, establecer primero la química de la superficie de todos los componentes minerales por separado, junto con sus respuestas a los reactivos relevantes, para determinar las posibles interferencias entre las diversas especies; y, finalmente planificar las mejores condiciones para asegurar una gran diferencia de hidrofobicidad entre los minerales tratados con reactivos.

Los escritos de Sutulov (1963) demuestran que la actividad de un mineral ante el agua y el aire depende de las propiedades superficiales del mineral. Para comprender esta actividad y explicar la diferencia de comportamiento de los minerales ante la flotabilidad, Gaudin (1922) clasificó los minerales en función de la polaridad natural de su superficie. Los minerales apolares, al igual que los compuestos químicos apolares, generalmente no se disocian en iones. Estos compuestos son naturalmente hidrofóbicos (por ejemplo, metales nativos, sulfuros de metales, grafito, carbón bituminoso etc.). En cambio, los minerales polares son naturalmente hidrofílicos (por ejemplo, óxidos, sulfatos, silicatos,

carbonatos etc.). De manera que al poner en contacto las fases mineral, agua y aire, la unión entre mineral-aire y mineral-agua será diferente en función de las propiedades superficiales naturales del mineral.

Gaudin (1922) explicó que en el contacto entre las tres fases, en función de la propiedad polar o apolar de la superficie, se generan unas fuerzas de tensión que actúan sobre las líneas de contacto mineral-agua, mineral-aire y agua-aire. Concluyó que el fenómeno de la flotabilidad o no flotabilidad de un mineral depende del trabajo que generan estas fuerzas y el ángulo que se forma entre las superficies de contacto mineral-burbuja. Éste se define como ángulo de contacto, y es una propiedad superficial de los sólidos que cuantifica su tendencia a la hidrofobicidad natural como parámetro para analizar los mecanismos de interacción entre las fases sólida y líquida (Neira Arenas and Cañas, 2007). En la Figura 4 se muestra el ángulo de contacto entre el mineral y la burbuja para minerales de diferente propiedad superficial.

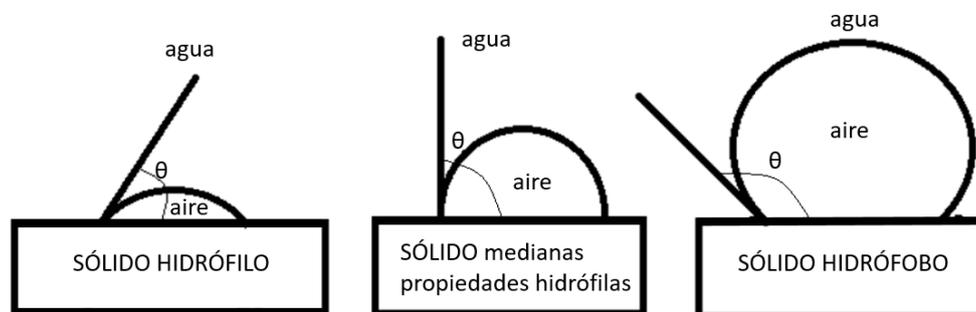


Figura 4. Ángulo de contacto en sólidos de distintas mojabilidades. Donde θ , es el ángulo formado entre la interfase mineral- burbuja.

Por lo tanto, el ángulo de contacto formado está relacionado con las propiedades superficiales del mineral ante el sistema trifásico. En la Ecuación (1) se expresa la relación entre el ángulo de contacto y las fuerzas que actúan sobre las tres interfases, donde θ es el ángulo de contacto entre las superficies del mineral y de la burbuja, F_{SA} es la fuerza de tensión generada entre el mineral y el aire, F_{SW} la fuerza entre el mineral y el agua y F_{WA} entre el agua y el aire.

$$\cos \theta = \frac{F_{SA} - F_{SW}}{F_{WA}} \quad (1)$$

Como se observa en la Figura 4, el valor del ángulo de contacto depende de la relación entre las fuerzas. Tomando que la fuerza de tensión entre las fases agua-aire es constante para un sistema concreto, la fuerza de tensión entre un mineral hidrófilo y el agua será muy elevada y el ángulo de contacto menor (entre 60° y 90°). En cambio, en minerales hidrofóbicos, la fuerza de tensión entre el sólido y el agua es menor. Por lo tanto, cuanto mayor sea el ángulo de contacto, mayor será la flotabilidad del mineral (Wills y Finch, 2016).

Sin embargo, se debe de tomar en consideración que, las especies mineralógicas con las que se trabaja habitualmente, no son ni puras ni de estructura cristalina perfecta. Durante las operaciones de liberación del mineral o reducción de su tamaño, la estructura cristalina puede sufrir dislocaciones de iones en su red o isomorfismos que pueden alterar las propiedades naturales de la superficie del mineral. Por lo que, generalmente, las superficies de las especies minerales no suelen preservar su polaridad natural y es

necesario el tratamiento con un reactivo químico preciso que produzca las condiciones superficiales adecuadas (Bulatovic, 2007). Estos reactivos son los responsables de inducir las diferencias entre las hidrofobicidades superficiales de los minerales involucrados (Neira Arenas and Cañas, 2007).

Todavía no existe una teoría concluyente que explique el mecanismo de fijación de los reactivos sobre la superficie mineral. Sin embargo, existen dos teorías que merecen ser consideradas. La teoría química atribuye la fijación del reactivo a la partícula, a la formación de un enlace químico entre ellos mediante un mecanismo iónico. La teoría física, por otro lado, explica la fijación de los reactivos sobre las superficies minerales en base a un mecanismo molecular de atracción electrostática. Cabe mencionar que al introducir las partículas minerales en el agua, en la superficie de estas se genera una carga superficial. Por lo que, mediante el mecanismo de adsorción física, la interacción entre el reactivo y la partícula ocurrirá en función de esta carga. En el caso de interacción por medio de un enlace químico, la carga de la superficie del mineral no influirá en la reacción, pues ella se desarrollará según la afinidad de los iones para la formación del nuevo compuesto (Wills y Finch, 2016). En la Figura 5 se observa la acción de los reactivos sobre una superficie mineral (química o físicamente).

En general, la teoría física de la adsorción considera que los minerales con cristales de estructura atómica favorecen la adsorción física (por ejemplo, los silicatos como el cuarzo) y los minerales con estructura iónica favorecen la fijación por intercambio iónico (por ejemplo, sales como la halita) (Bulatovic, 2007).

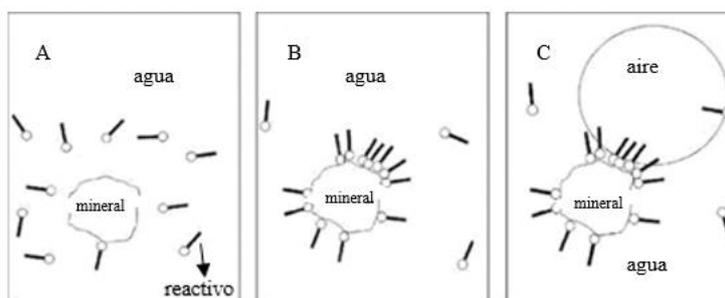


Figura 5. Acción de los reactivos sobre las superficies minerales. A: Reactivo disuelto en la fase acuosa, B: adsorción en la superficie mineral y C: unión de la burbuja de aire en la superficie hidrofóbica.

1.3. REACTIVOS DE FLOTACIÓN

Los reactivos de flotación son sustancias químicas capaces de adsorber selectivamente el mineral en los límites de las fases y de generar el cambio de las propiedades fisicoquímicas del mineral para conseguir las condiciones necesarias y hacer flotar las partículas selectivamente (Gaudin, 1922). Los reactivos de flotación son una de las variables más influyentes en el proceso. Como ha quedado de manifiesto, los minerales pueden perder las propiedades de polaridad de su superficie natural, y por tanto, normalmente es necesario agregar reactivos de flotación a la pulpa. Además del tipo de reactivo que se agrega, la combinación de estos, la cantidad y el método de adición también influyen en el proceso. Por ende, la estrategia de la flotación para cada mineral estará principalmente marcada por la investigación de los reactivos y el estudio de las combinaciones más apropiadas.

La clasificación moderna de los reactivos se basa en la función que desempeña cada uno en el proceso. Sobre esa base, son tres los grupos principales en los que Ives (1984) clasifica los reactivos de flotación: (1) los colectores, cuya función principal es proporcionar la propiedad hidrofóbica a las superficies de los minerales que se desean flotar; (2) los espumantes, que permiten la formación de una espuma estable que recoja las burbujas que transportan los minerales en la corriente flotada; y (3) los modificadores, que sirven para la regulación de las condiciones de funcionamiento de los colectores y aumentan la selectividad del proceso.

Los colectores son un grupo amplio de compuestos químicos orgánicos que difieren en su composición y función química, cuyo propósito básico es la formación selectiva de una capa hidrofóbica sobre la superficie mineral suspendida en la pulpa. Proporcionan así las condiciones adecuadas para la unión de las partículas hidrófobas a las burbujas de aire y recuperar dichas partículas en el producto de espuma. Las interfases sólido-líquido y líquido-gas son de gran importancia en la formación de un contacto estable, y es precisamente la función de un colector influir en la dirección deseada (Sutulov, 1963).

La estructura molecular de estas sustancias químicas orgánicas se compone de un grupo apolar y un grupo polar. La porción no polar de la molécula colectora es un radical hidrocarburo. En contraste con la parte no polar de la molécula, la parte polar reacciona con el agua. A modo de ejemplo en la Figura 6 se puede observar la estructura molecular heteropolar del oleato de sodio que estudió Bulatovic (2007).

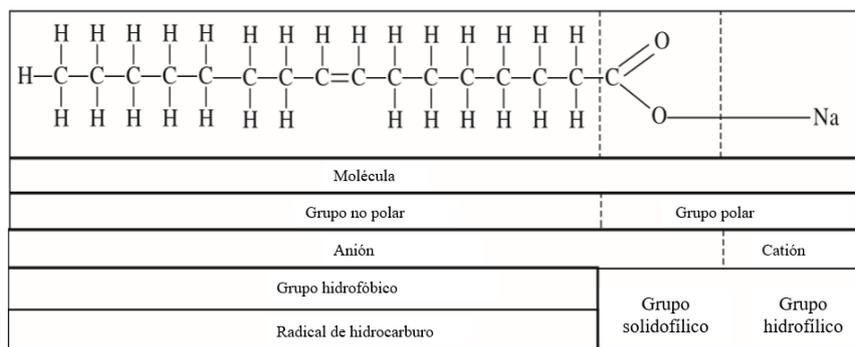


Figura 6. Estructura molecular del oleato de sodio.

En el proceso de adsorción del colector en la superficie mineral, el grupo no polar del colector está orientado hacia la fase de agua y las partes polares hacia la superficie mineral. Con esta orientación, la superficie del mineral se vuelve hidrófoba.

Bulatovic (2007) clasificó estos reactivos según su capacidad de disociación iónica:

- Compuestos no ionizantes, son compuestos no polares, principalmente compuestos de hidrocarburos e insolubles en el agua.
- Compuestos ionizantes, se disocian en iones. Este grupo es el más grande de colectores, y se clasifican en dos subcategorías:
 - Colector aniónico, donde el anión hace que el mineral repela el agua.
 - Colector catiónico, donde el catión hace que la superficie del mineral repela el agua.

En la Figura 7 se resumen los tipos de reactivos colectores según la clasificación mencionada.

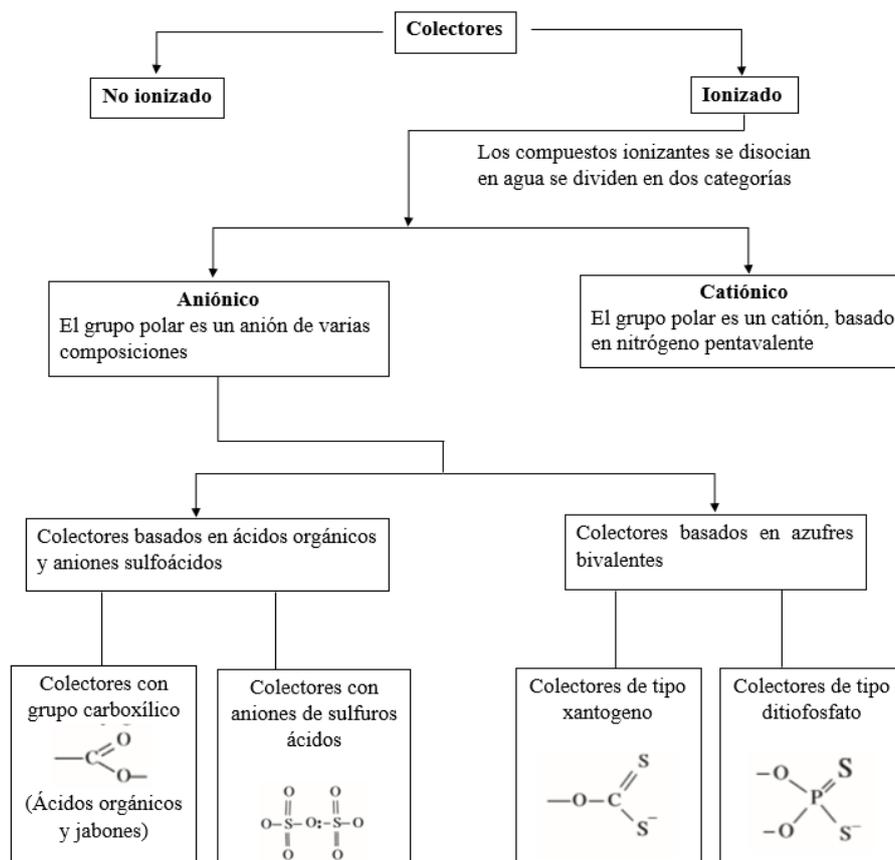


Figura 7. Clasificación de colectores de flotación.

Por otro lado, los espumantes son surfactantes tensoactivos heteropolares, que se adsorben selectivamente en la interfase gas-líquido para formar una espuma estable (Bulatovic, 2007). Estos llevan a cabo las siguientes tres principales funciones; por un lado, reducir la tensión superficial de la interfase líquido-gas para permitir la formación de una espuma, por otro lado, dificultar la coalescencia entre las burbujas y estabilizar el tamaño de estas; y finalmente, ayudar a la formación de una espuma (Wills y Finch, 2016).

Durante el proceso de flotación, los espumantes ayudan a crear condiciones hidrodinámicas ideales, tales como el tamaño de la burbuja, que se requieren dentro de la pulpa en la máquina de flotación. Generan una espuma lo suficientemente estable como para mantener los minerales recolectados en la parte superior de la pulpa formando una envoltura superficial alrededor de las burbujas. En cambio, el espumante no debe actuar como colector, ya que la espuma puede inducir la recolecta de minerales y por ende, la selectividad del colector se ve disminuida. Rondón (2004) ha determinado que, para un mejor control del proceso, la interacción entre colector y espumante debe ser mínima.

Las moléculas del espumante contienen un grupo polar que provee la solubilidad en el agua y otro no polar hidrocarbonado. Estas están dispuestas en la interfase aire-agua, como se observa en la Figura 8, de manera que los grupos hidrófilos o polares se orientan hacia la fase acuosa y la cadena de hidrocarburos hidrófoba o no polar en la fase gaseosa.

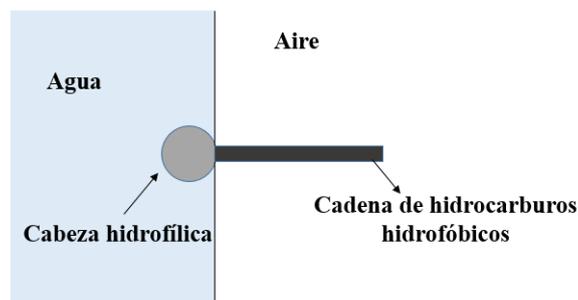


Figura 8. Estructura general y orientación de la molécula del espumante entre la interfase aire-agua.

Finalmente, los reactivos modificadores, comúnmente conocidos como reguladores, modifican la interacción entre los colectores y la superficie de los minerales individuales y, en consecuencia, controlan la selectividad del proceso de flotación. Con el uso de reactivos modificadores es posible aumentar o disminuir la adsorción selectiva de colectores en minerales. Es decir, en presencia de reguladores el colector se adsorbe en las partículas que están destinadas a flotar (Bulatovic, 2007).

Los reactivos modificadores utilizados en la práctica son numerosos. Influyen en la flotación de diferentes maneras, por lo que generalmente se clasifican en función de su carácter funcional:

- Los reactivos modificadores pueden reaccionar con las superficies para aumentar la adsorción del colector y la probabilidad de estas para unirse a la burbuja. Estos reactivos son los activadores.
- Los reactivos modificadores también pueden reaccionar con los colectores eliminando los recubrimientos de los mismos de la superficie de la partícula. Estos son descritos como reactivos depresores y su objetivo principal es hidrofilar partículas minerales selectivamente.
- Finalmente, los reguladores de pH pueden alterar el pH de la pulpa. Como la adsorción de los colectores en la superficie mineral, en la mayoría de los casos está relacionada con el pH, estos reactivos controlan, de hecho, la adsorción del colector en un mineral.

1.4. EQUIPOS DE FLOTACIÓN

Las celdas de flotación son los equipos utilizados para llevar a cabo las operaciones de flotación. Por lo general, los equipos industriales operan en continuo mientras que a escala de laboratorio pueden operar en discontinuo. En cualquier caso, las celdas son construidas de modo que favorezcan la realización del proceso mediante las siguientes funciones (Wills y Finch, 2016):

- Mantener en suspensión las partículas de la pulpa que ingresan a la celda de flotación mediante un mecanismo de agitación y así evitar la segregación de los sólidos por el tamaño o por la densidad.
- Diseminar las burbujas de aire por toda la celda.

- Promover los choques entre partículas minerales y las burbujas con el fin de que el conjunto mineral-burbuja formado tenga una baja densidad y pueda elevarse desde la pulpa a la zona espumosa, las cuales serán removidas de la celda.

Para cumplir estas funciones, Wills y Finch (2016) concluyeron que las celdas de flotación deben disponer de tres zonas. La zona de mezcla, localizada en el entorno del mecanismo de agitación, en la cual el aire se dispersa en pequeñas burbujas, y debido a la turbulencia, las partículas minerales toman contacto con las burbujas de aire. La zona de separación, zona de movimiento hidrodinámico poco turbulento, en la que las burbujas de aire se agrupan unas con otras y permite el ascenso de las burbujas hacia la superficie de la celda. La zona de espumas es la zona sin apenas turbulencias, en la que las espumas mineralizadas son removidas de la celda. En la Figura 9 se resumen las zonas específicas que tienen lugar en una celda de flotación.

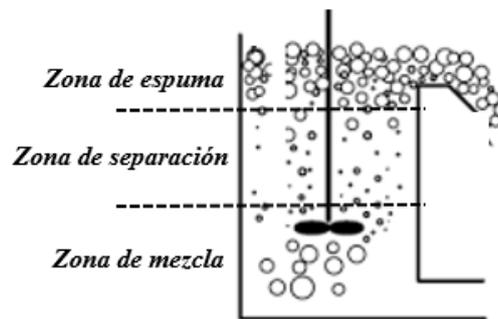


Figura 9. Zonas específicas de una celda mecánica durante la operación.

Los equipos de flotación pueden clasificarse en función de su método de agitación en dos categorías básicas: celdas mecánicas y celdas neumáticas. Las celdas de flotación mecánicas se caracterizan por tener un agitador mecánico. El agitador es un mecanismo que gira a velocidad controlada y produce una región de alta turbulencia en la zona de mezcla de la celda. El mecanismo de agitación lo comprende: un agitador que, al generar un fuerte movimiento, proporciona el impulso necesario y mantiene las partículas en suspensión, y un difusor, que permite la generación de pequeñas burbujas y la dispersión de estas en toda la celda (Gupta y Yan, 2006). El aire se genera por insuflación forzada o por succión, para lo que se requiere un diseño apropiado del agitador. La eliminación de la espuma de la celda puede darse por desbordamiento o mediante el uso de paletas que impulsen la espuma. La Figura 10 indica el esquema de una celda mecánica.

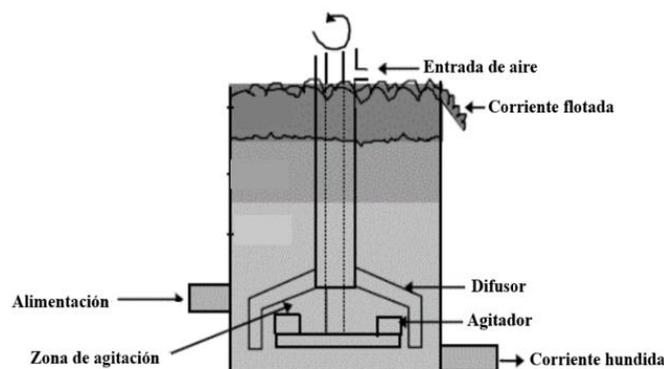


Figura 10. Esquema de una celda mecánica de flotación (Zapata Velázquez y cols., 2004).

Las celdas neumáticas son máquinas de flotación que no tienen impulsor mecánico. En estos tipos de celdas la pulpa y el aire se inyecta en la celda a través de una boquilla. El aire se utiliza no solo para proporcionar aireación, sino también para suspender las partículas y proporcionar el movimiento. En la Figura 11 se muestra un esquema de una máquina neumática de flotación industrial. La columna se compone de tres zonas (Wills y Finch, 2016): la zona de la pulpa, la zona de espuma y zona de lavado. La zona de la pulpa (también conocida como zona de recolección) se encuentra por debajo del punto de alimentación, donde las partículas quedan suspendidas en la fase acuosa y se genera un contacto con las burbujas que ascienden desde el fondo de la celda. Las partículas sólidas se adhieren a las burbujas y se transportan a la zona de espuma por encima del punto de alimentación. Los minerales que no han flotado se eliminan por la base de la columna y las espumas mineralizadas por la cabeza. Como se observa en la Figura 11, en la parte superior de la columna se encuentra la zona de lavado, que consiste de un sistema de introducción de agua a la celda para evitar que la ganga que haya arrastrado la espuma se adhiera a las burbujas (reduciendo la contaminación del concentrado por la ganga) y producir un flujo de líquido descendente en toda la columna para evitar el flujo masivo del material alimentado en el concentrado. Generalmente estas celdas, necesitan grandes volúmenes de aire con altas presiones de aplicación para generar la suspensión de los minerales, y como resultado, estos tipos de máquinas no son tan comunes como las celdas mecánicas en las plantas (Zapata Velázquez and cols., 2004).

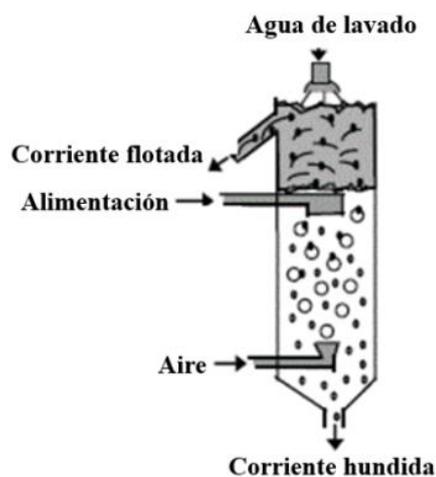


Figura 11. Esquema de una celda neumática de flotación (Zapata Velázquez y cols., 2004).

1.5. VARIABLES DEL PROCESO DE FLOTACIÓN

La flotación es un proceso de múltiples variables de las cuales no hay todavía un modelo teórico ni práctico que prediga las características apropiadas de la operación de flotación. Consecuentemente, el desarrollo del proceso de flotación de una mena específica requiere de pruebas preliminares de laboratorio para determinar la selección de los reactivos, las etapas previas necesarias y las condiciones de operación y diseño (Argüelles y cols., 2013).

Las principales variables que influyen en el proceso de flotación son: la granulometría de la mena, tipo y dosificación de los reactivos, el pH, la aireación, el acondicionamiento de la pulpa y las etapas de flotación.

La recuperación de las partículas minerales por flotación implica la colisión entre partícula-burbuja, la adherencia entre partícula-burbuja y la formación de un adherido estable de estas. A menudo, estos tres conceptos se expresan como probabilidades, en las que la probabilidad de colisión se rige por la hidrodinámica del proceso, y las probabilidades de adherencia y formación de un adherido estable se rige por la propiedad superficial del mineral y factores físico-químicos (Pereira y Clark, 2018).

El tamaño de la partícula es un factor influyente en las anteriores tres probabilidades. Las partículas finas tienen una probabilidad de colisión pequeña. La explicación dada por Wills y Finch (2016) para justificar la limitada colisión de las partículas finas, es la insuficiente inercia de estas, que dificulta el contacto entre la partícula y la burbuja. Generalmente, la recuperación de las partículas finas está fuertemente influenciada por el tiempo de flotación, y tal vez, menos afectada por adiciones de reactivos que alteren la hidrofobicidad. En cambio, las partículas gruesas generalmente tienen una probabilidad de colisión mayor pero una probabilidad de formación de un adherido estable burbuja-partícula menor que las finas.

En cualquier celda dada, considerando las fuerzas disruptivas presentes debido a la turbulencia de la pulpa, existe un tamaño máximo de partícula a partir del cual las partículas no pueden flotar. Este tamaño máximo, según las demostraciones de Gupta y Yan (2006), generalmente, es de 500 μm . En cambio, no existe un tamaño de partícula mínima para la flotación. Generalmente, el tamaño depende de la naturaleza del mineral mismo y de su peso específico.

En cuanto al reactivo utilizado para el control de la operación, el criterio empleado para determinar el tipo y la dosificación de reactivos de flotación se rige en recuperar al menor coste los máximos minerales valiosos posibles. Estas variables deben definirse mediante la ejecución de varias pruebas de flotación para cada mena específica (Bulatovic, 2007).

Por otro lado, el pH, es una de las variables de control más empleadas en la flotación. Los reactivos de flotación, principalmente los colectores, operan mejor en rangos de pH específicos. La explicación al efecto del valor del pH sobre los reactivos radica en el hecho de que la interacción física entre la partícula mineral y el reactivo depende de la carga superficial del mineral en el agua y los iones de OH^- y H^+ formados. Sobre esa teoría, Wills y Finch (2016) explicaron que los colectores aniónicos serán efectivos en la unión con la superficie mineral con valores de pH mayores de 6.7 y a valores inferiores a 6.7, la interacción entre la partícula y el colector será eficiente con colectores catiónicos. En la Figura 12 se observa, a modo de ejemplo, la reacción del mineral de goetita, mineral del oxihidroxido del hierro (III), en el agua a diferentes valores de pH.

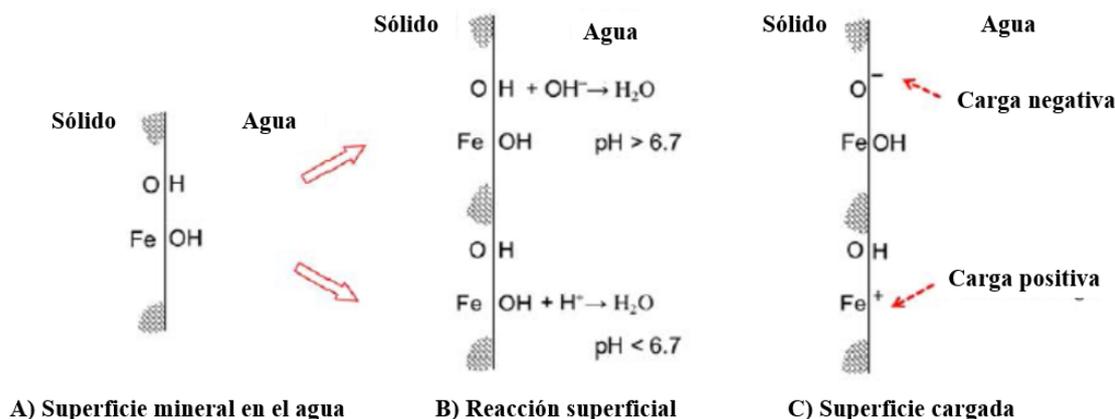


Figura 12. Origen de la carga del mineral de geotita en el agua: A) representación de los iones de Fe y O en el agua, B) reacción de los iones de Fe y O bajo diferentes valores de pH, y C) diferentes cargas de la superficie mineral (Wills y Finch, 2016).

Es por ello que el proceso de flotación es sumamente sensible al pH, especialmente cuando se trata de flotación selectiva. Es la variable de control más utilizada en el proceso de flotación, ya que resulta fundamental en la recuperación y selectividad del proceso.

La cuarta variable de operación citada es la aireación y el acondicionamiento. El acondicionamiento de la pulpa proporciona el tiempo necesario para que los reactivos de flotación actúen de forma eficiente. En la investigación llevada a cabo por Argüelles y cols. (2013), los reactivos requieren de un cierto tiempo de acondicionamiento para estar en contacto con la pulpa y poder actuar sobre las especies mineralógicas. Algunos colectores y modificadores presentan una cinética de adsorción en los minerales bastante lenta, por lo que deben incorporarse antes de dar comienzo al proceso de flotación, incluso en anteriores etapas como la molienda del mineral.

La aireación de la pulpa es una variable normalmente controlada por el operador del proceso, la cual permite la aceleración o retardación de la flotación en beneficio de la recuperación metalúrgica o ley del elemento útil.

Finalmente, la flotación industrial es un proceso generalmente continuo en el que las celdas están colocadas en serie formando un circuito. Puesto que no es posible recuperar el mineral valioso en una única etapa, estos circuitos de flotación están constituidos por varias etapas. Las etapas que mayoritariamente constituyen un circuito de flotación son: (1) etapa de flotación de recuperación, (2) etapa de flotación depuradora y (3) etapa de flotación de limpieza.

La etapa de flotación de recuperación es la etapa primaria en la que se recupera una alta proporción de las partículas deseadas. En esta etapa se produce una corriente hundida que aún constituye una mezcla de minerales.

La etapa de flotación depuradora tiene como objetivo aumentar la recuperación de los minerales deseados desde los hundidos de la etapa primaria. En esta segunda etapa de flotación se suelen producir hundidos finales del proceso y corrientes flotadas de pequeñas cantidades.

En la última etapa, conocida como la de limpieza, se alimentan los hundidos de la etapa anterior con objeto de aumentar la recuperación, a fin de alcanzar un producto que cumpla con las exigencias de mercado, o bien, de la etapa del proceso siguiente a que será sometido la corriente recuperada. Las colas de esta etapa suelen considerarse ganga.

Si bien los circuitos de flotación simples suelen componen de las anteriores tres etapas, el número de las etapas de flotación de un circuito varía en función del nivel de recuperación que se desee y la calidad de la mena que se esté recuperando.

1.6. CUANTIFICACIÓN Y CONTROL DEL PROCESO

Debido a que la flotación es un proceso de separación y enriquecimiento, la cuantificación del rendimiento del proceso se puede efectuar a través de dos parámetros: ley y recuperación (Argüelles and cols., 2013). La ley del flotado estima la riqueza del flotado y, además, define la concentración ideal de los reactivos. Se define como el cociente entre el peso del material que se desea flotar y el peso total del flotado (kg/kg). La recuperación en el flotado estima la distribución entre el mineral deseado que contenía la alimentación y los varios productos de la operación. Se define como el cociente entre el peso total del flotado y el peso total de la mezcla alimentada a la celda (kg/kg).

En función del mineral que se desea recuperar, es posible definir dos parámetros: recuperación en el flotado y recuperación en el hundido. Si el mineral objetivo se comportara como material hidrofóbico, este se recuperaría en el producto flotado, y se definiría la recuperación en el flotado. En el caso contrario, se estimará la recuperación en el hundido.

Tomando A, B y C como los pesos de la alimentación, el flotado y el hundido, respectivamente, y por a, b y c sus leyes respectivas de un cierto mineral deseado, en las Ecuaciones (2) y (3) se presentan los balances de materiales globales y parciales (Sutulov, 1963):

$$A = B + C \quad (2)$$

$$Aa = Bb + Cc \quad (3)$$

Multiplicando la Ecuación (2) por c y sustrayéndola de la (3) se obtiene la Ecuación (4), para derivar en el parámetro de la recuperación del flotado, Ecuación (5). La ley del flotado se expresa en la Ecuación (6):

$$A (a - c) = B (b - c) \quad (4)$$

$$R_F = \frac{B}{A} = \frac{a - c}{b - c} \quad (5)$$

$$L_F = \frac{b}{B} \quad (6)$$

Si bien el mineral deseado actúa como material hidrofílico, la recuperación en el hundido y la ley del hundido se definirán mediante las Ecuaciones (7) y (8), respectivamente:

$$R_H = \frac{C}{A} = \frac{a - b}{c - b} \quad (7)$$

$$L_H = \frac{c}{C} \quad (8)$$

El análisis de estos dos parámetros definirá el rendimiento del proceso e indicará los valores ideales de las variables del proceso.

2. OBJETIVOS

Este Trabajo de Fin de Grado se ha realizado en cooperación con Novattia Desarrollos S.L., una empresa dedicada al desarrollo y diseño de tecnología industrial aplicada, principalmente del sector minero-metalúrgico. Como apoyo a su actividad principal, Novattia cuenta con un pequeño laboratorio de análisis y ensayos específicos para el sector, que quiere ir potenciando.

El Trabajo se centra en la puesta en marcha de un equipo de flotación a escala de laboratorio para definir un procedimiento válido a seguir en la realización de ensayos de flotación sobre arenas de sílice y feldespato. Debido a la heterogeneidad de propiedades que muestran las arenas, en la primera fase del proyecto se ha trabajado con una muestra patrón compuesta de arenas de sílice y arenas de feldespato comerciales, simulando una mena compuesta de una mezcla de las dos arenas. En la segunda fase, se ha trabajado con arenas de cuarzo-feldespato reales procedentes de un yacimiento de Costa Rica. Para cumplir con este objetivo se han abordado los siguientes objetivos parciales:

- Identificación de los fundamentos teóricos de la operación de flotación, estudio de los reactivos que toman parte en la flotación y la función que desempeñan cada uno en el proceso.
- Generación de conocimientos sobre la flotación de arenas de cuarzo-feldespato mediante la realización de ensayos de flotación primaria variando las siguientes variables de operación: concentración de modificador, concentración de colector, concentración del espumante y el tiempo de acondicionamiento con las muestras patrón.
- Definición del procedimiento de ensayos de flotación para el análisis de arenas silíceas y feldespáticas mediante un circuito de flotación.
- Validación del procedimiento de ensayo de flotación con una muestra de arena silícea real contrastando los resultados con los de un laboratorio acreditado.

3. DESARROLLO EXPERIMENTAL

3.1. INSTRUMENTACIÓN

Para los ensayos de flotación se ha empleado una máquina de flotación mecánica de laboratorio 911 MPE-D12-A (911 Metallurgist) que se muestra en la Figura 13. Este equipo cuenta con dos módulos independientes: un módulo de flotación compuesto por un agitador y un difusor, y un módulo de atrición compuesto por un molino de atrición. Este último se emplea generalmente para operaciones de lavado de arenas. Los módulos son extraíbles, lo que permite cambiar la técnica en cualquier momento atendiendo a las necesidades particulares del laboratorio.



Figura 13. Equipo de flotación mecánica de laboratorio 911 MPE-D12-A. (911 Metallurgist, 2017).

El agitador con el que trabaja el módulo de flotación es de tipo disco de material de acero inoxidable. Se trata de un agitador específico que genera un flujo radial en la zona de la mezcla para provocar la turbulencia y la mezcla necesaria de la pulpa. Éste, trabaja accionado por un motor de 250 W de potencia y controlado por un controlador digital a una velocidad de rotación máxima de 2800 rpm. El módulo de flotación también cuenta con un difusor de tipo campana de acero inoxidable. El difusor contiene 4 orificios perpendiculares a su eje para obtener burbujas pequeñas. Ambos componentes del módulo operan en cohesión durante la operación de flotación y están sujetos a un brazo móvil que se eleva y desciende con un sistema de elevación manual o eléctrico.

El equipo dispone de una camisa alrededor del sistema de difusión, y a través de una válvula de control para servicio todo-nada de tipo bola, se introduce el aire al sistema. El caudal del aire es controlado por una válvula de regulación unida a un rotámetro. La máquina produce su propio aire generando un vacío en la pulpa, por lo que no es necesario tener una fuente de aire externa.

La celda de flotación es una celda discontinua de acero inoxidable que dispone de una salida en modo de rampa. Para retirar de la celda la corriente flotada, se emplea una paleta de goma.

Este equipo tiene capacidad para trabajar con alimentaciones de 250 a 2000 g. Para ello, en función de la cantidad de alimentación con la que se trabaje, la máquina dispone de seis tamaños diferentes de celdas (0.5, 0.75, 1, 2, 4, y 8 L de volumen), tres tamaños de agitadores (54, 73 y 95 mm de diámetro) y tres difusores (75, 100 y 133 mm de diámetro).

3.2. MATERIALES

3.2.1. Reactivos

En base a la información reportada por el Departamento de Laboratorio de Mineralurgia del Instituto Geológico y Minero de España (IGME), los reactivos de flotación escogidos selectivamente para el proceso de flotación de arenas feldespáticas y arenas de sílice han sido los siguientes: como agente colector de los minerales feldespáticos, se ha utilizado amina oleica (*oleylamine*, contenido de C18 80-90%, *Acros Organics*). Es un colector ionizado catiónico, típicamente utilizado en la flotación de feldespato (Sekulić et al., 2004). Como agente modificador para activar la superficie del mineral de feldespato y hacerlo flotar, se ha empleado ácido fluorhídrico (disolución de 48%, extra puro, *Scharlau*). Éste tiene la ventaja de ser muy efectivo, ya que, proporciona el medio ácido para la activación del colector (Wills y Finch, 2016). Para la regulación del pH de la pulpa, se ha utilizado ácido sulfúrico (95-97% grado reactivo, *Scharlau*). El reactivo espumante seleccionado para asegurar una espuma consistente durante el proceso, ha sido el aceite de pino (Manuel Riesgos, S.A.). Se trata de un aceite esencial perteneciente al grupo de los espumantes neutros. Finalmente para la preparación de la pulpa se ha utilizado agua de red.

3.2.2. Arenas

En las dos fases del proyecto se ha trabajado con arenas silíceas y feldespáticas de distinta procedencia y características. En la primera fase del proyecto, para la determinación del procedimiento de ensayo de la flotación primaria y el estudio de las variables de operación del proceso de flotación, se emplearon arenas de sílice y arenas de feldespato comerciales, es decir, arenas con un rango granulométrico graduado y de mineralogía mayoritariamente unitaria. Éstas fueron obtenidas a través de las siguientes empresas proveedoras, respectivamente: Sibelco Europe y Resacril Minerales industriales. La cantidad de arena adquirida fue de 50 Kg distribuida en sacos de 25 kg de arena de sílice y dos sacos de 25 kg de arena de feldespato.

Las arenas fueron caracterizadas en función de la granulometría, mineralogía y química. Previo al estudio, se cribaron las arenas mediante un tamiz de 630 μm , debido a que se estableció que la granulometría apropiada de las arenas para este proceso sería 125-500 μm . Por tanto, se realizó un estudio granulométrico con la fracción más fina lograda en el cribado ($d_p < 630 \mu\text{m}$), utilizando para ello una tamizadora RP 200N (*Cisa*, amplitud vibración máxima 2.5 mm) y unos tamices luz malla 90, 125, 150, 200, 300, 400, 500, 630 μm . En las Figuras 14 y 15, se resumen los datos granulométricos obtenidos de las arenas de sílice y de las arenas de feldespato, respectivamente.

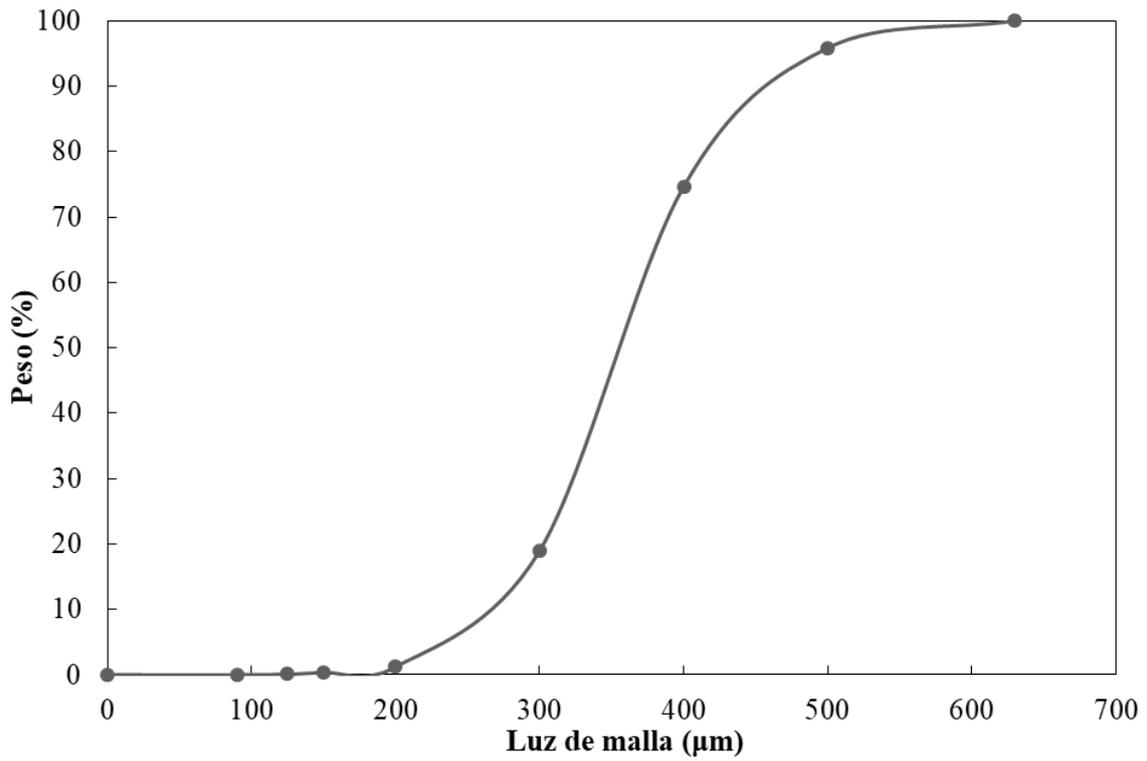


Figura 14. Análisis granulométrico de la arena silícea.

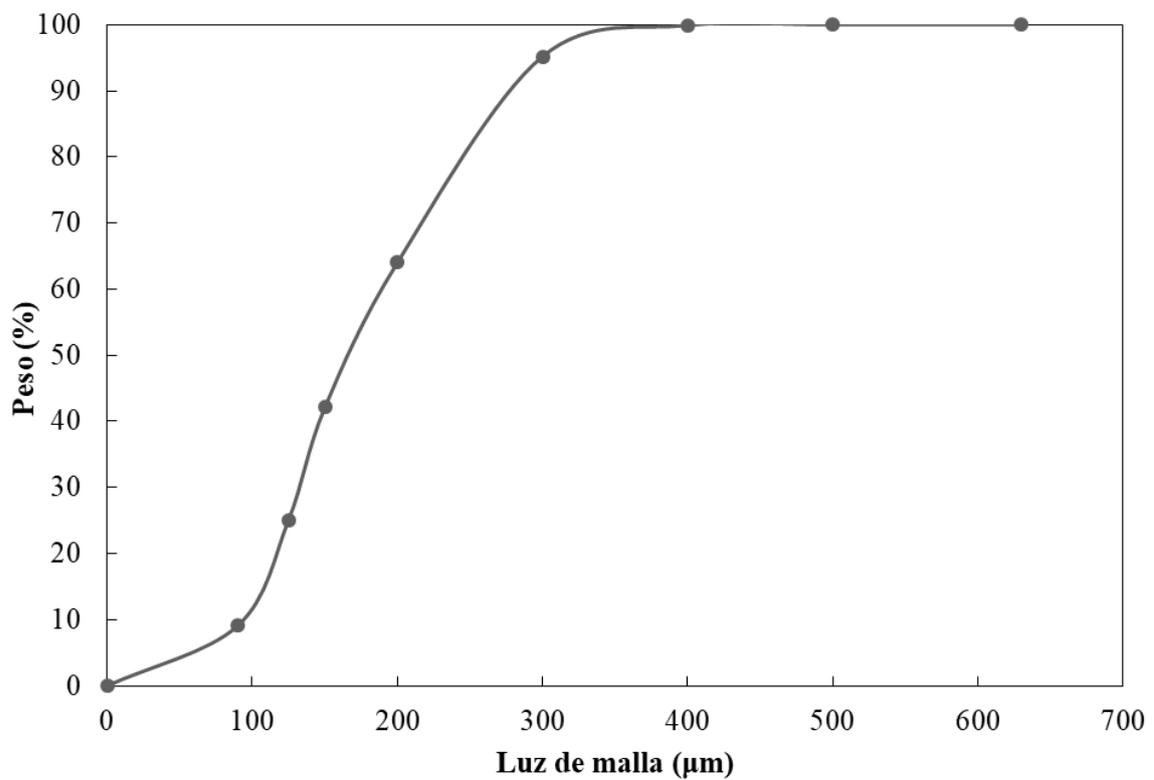


Figura 15. Análisis granulométrico de la arena feldespática.

Los análisis químicos de las arenas comerciales se llevaron a cabo mediante análisis FRX (Tabla 1 y 2) con un espectrómetro secuencial de fluorescencia de rayos X por dispersión de longitud de onda PANalytical. Para determinar la mineralogía de las arenas, se realizó un análisis DRX de identificación de fases con un difractómetro PANalytical Xpert PRO (Figura 15 y 16). Ambos análisis fueron realizados en el laboratorio externo SGIker.

Tabla 1. Análisis químico arena de sílice.

	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Arena de sílice	98.91	<1.3	<0.075	LD	LD	LD	LD	<0.9	LD	LD

*LD = límite de detección

Tabla 2. Análisis químico arena de feldespato.

	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Arena de feldespato	66.17	18.03	0.04	LD	0.01	0.03	0.85	14.85	0.03	LD

*LD = límite de detección

El difractograma de la arena de sílice (Figura 16) indica que se identifica como fase prácticamente única cuarzo (SiO₂). El pequeño pico, en aproximadamente 27,5°theta, sugiere la presencia de indicios de feldespato. El resto de pequeños picos visibles en el diagrama son debidos a efectos instrumentales.

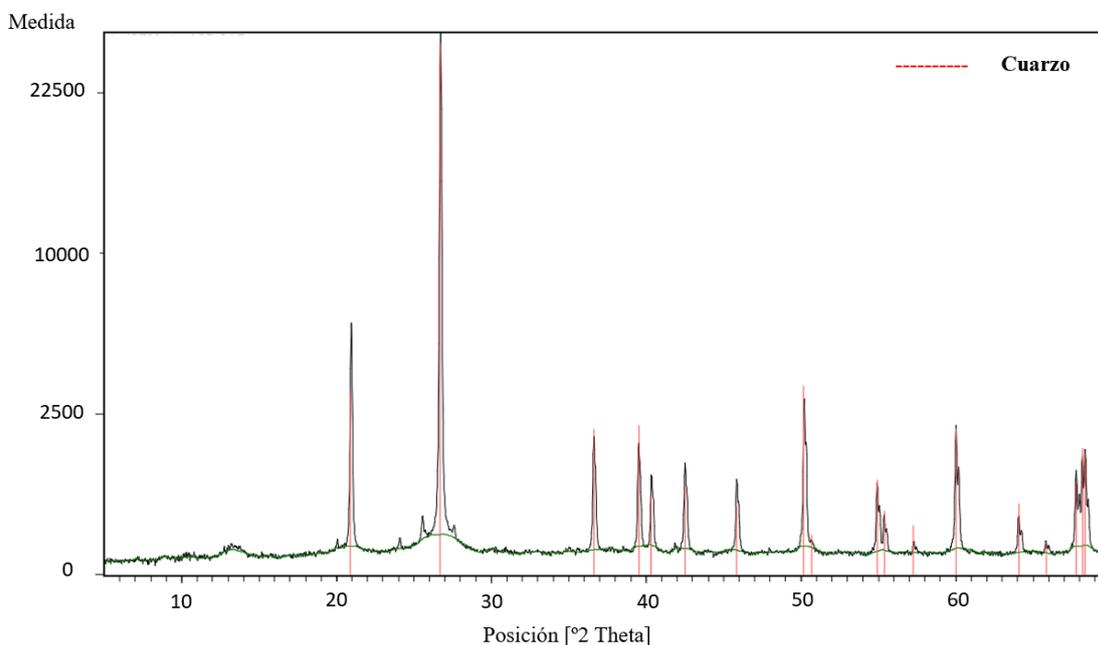


Figura 16. Difractograma de la arena de sílice bruta.

En el diagrama de fases de la arena feldespática (Figura 17), se identifican la presencia de minerales de ortosa monoclinica (feldespato potásico, KAlSi₃O₈) como fase mayoritaria y minerales de cuarzo (SiO₂). Además, estos feldespatos potásicos pueden contener cantidades menores de sodio, típicamente como lamelas de albita (feldespato

sódico, $\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$) en los cristales de feldespato potásico. Esto puede apreciarse en el análisis químico de la arena (Tabla 2), donde la pequeña cantidad del óxido de sodio identificado solamente puede ser asociado a minerales de feldespato sódico.

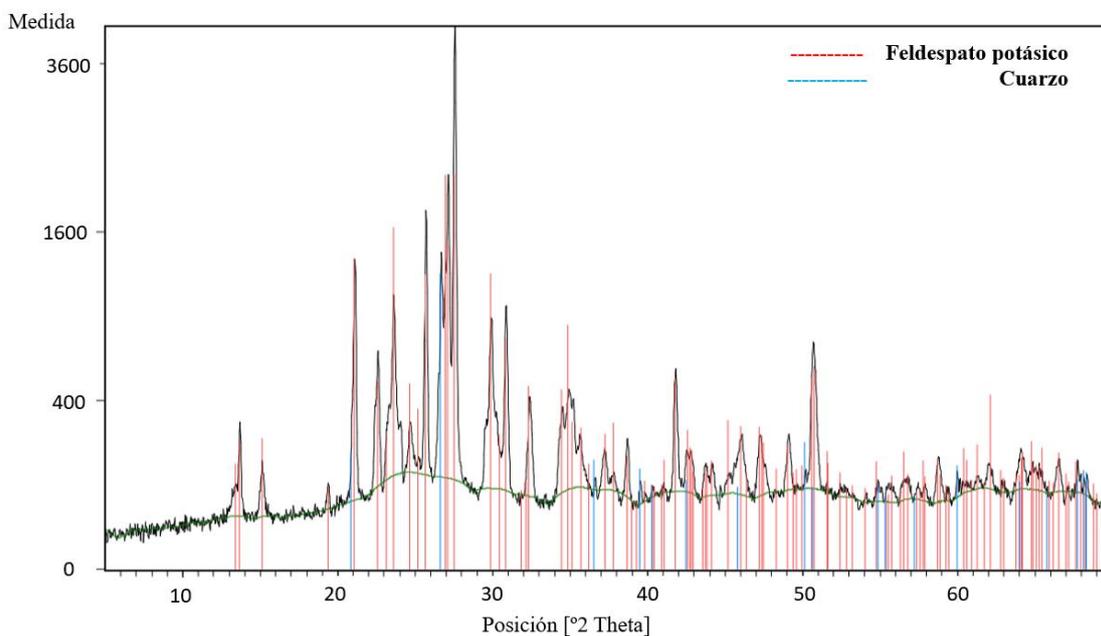


Figura 17. *Diffractograma de la arena de feldespato bruta.*

En la segunda fase del trabajo se empleó una muestra de arena de cuarzo-feldespato proveniente del yacimiento Pijije en Costa Rica. Se trata de una arena bruta que contiene mayoritariamente cuarzo y feldespato. Ésta, se caracterizó en función de la granulometría, mineralogía y química. El procedimiento de caracterización granulométrico (Figura 18) fue el mismo que se llevó a cabo en las arenas silíceas y feldespáticas. Los análisis químicos (Tabla 3) y mineralógicos (Figura 19) también fueron realizados en el laboratorio externo SGIker.

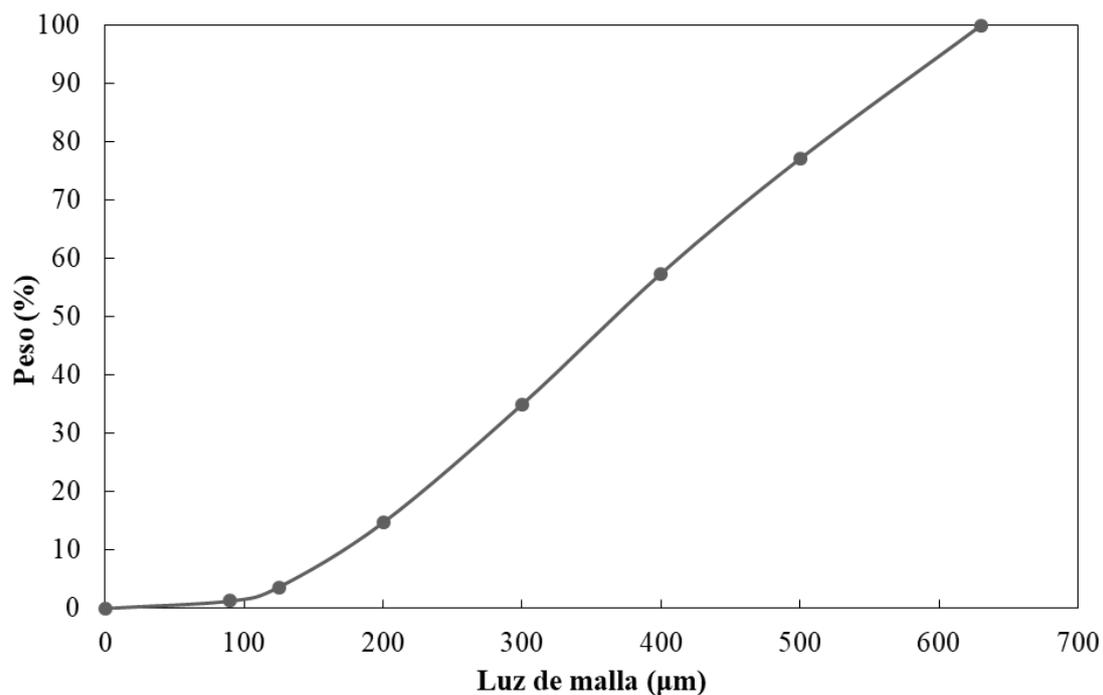


Figura 18. Análisis granulométrico de la arena cuarzo-feldespato de Costa Rica.

Tabla 3. Análisis químico de la arena cuarzo-feldespato de Costa Rica.

	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Arena de Costa Rica	74.82	14.77	1.10	0.04	0.17	2.79	3.87	2.28	0.17	LD

*LD = límite de detección

En el difractograma de la arena de Costa Rica (Figura xx) se identifican: Feldespatos del grupo de las plagioclasas, es decir, de la solución sólida NaAlSi₃O₈- CaAl₂Si₂O₈ (albita-anortita), cuarzo SiO₂, feldespato potásico KAlSi₃O₈ y cristobalita SiO₂.

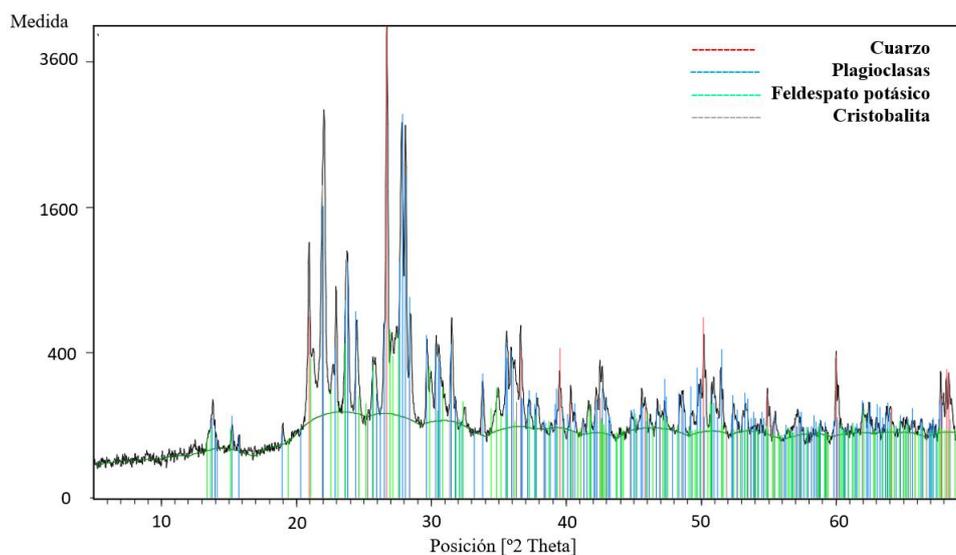


Figura 19. Difractograma de la arena de cuarzo-feldespato de Costa Rica.

3.3. PROCEDIMIENTO ANALÍTICO

3.3.1. Preparación de la alimentación para la flotación

En la primera fase del proyecto, se prepararon unas muestras patrón compuestas de una mezcla simulada de las arenas de sílice y arenas de feldespatos comerciales.

Para la preparación de la alimentación al proceso, el primer paso fue establecer el rango de tamaño de las partículas minerales con las que se deberían trabajar en los ensayos de flotación. Con la información aportada por el IGME, se estableció que la granulometría apropiada de las arenas para este proceso sería 125-500 μm . Este rango se mantuvo como una variable constante durante todos los ensayos.

Una vez establecido el rango apropiado de trabajo, se realizó un acondicionamiento de las arenas. El acondicionamiento de las arenas de sílice y feldespatos se basó en cuatro etapas: muestreo, secado, tamizado y cuarteo.

Con el fin de reducir el error experimental de los ensayos, se procedió a realizar un muestreo previo de la arena, que consiste en verter toda la arena en un recipiente previamente lavado para evitar contaminaciones y, mediante una paleta, tomar pequeñas muestras de diferentes espacios del recipiente contenedor hasta obtener la cantidad de muestra necesaria. Una vez tomadas muestras representativas de la cantidad total, si bien las arenas desde el inicio venían ya secas, para eliminar la posible cantidad de humedad que pudieran contener, se procedió a secarlas a 110 °C hasta peso constante (aproximadamente 48 horas). Posteriormente, con el fin de eliminar los granos de arena fuera del rango granulométrico establecido, se tamizaron utilizando para ello tamices de luz malla de 125, 500 y 630 μm . De forma que, las partículas retenidas en el tamiz luz malla de 630 μm se cribaron y las partículas que pasaban por el tamiz 125 μm se desecharon.

Finalmente, las dos arenas tamizadas fueron nuevamente muestreadas mediante cuarteo hasta obtener la cantidad necesaria de cada una de ellas y se preparó una mezcla simulada compuesta de arena de sílice y de arena de feldespatos en proporción 1:1 para todos los ensayos.

En la segunda fase del trabajo, el procedimiento de acondicionamiento de las arenas de Costa Rica realizado fue el mismo que para las arenas patrón. Cabe destacar, que en anteriores ocasiones, el laboratorio de Novattia realizó un acondicionamiento de la arena, dado que la arena recibida era una muestra de la arena bruta.

3.3.2. Proceso de flotación: estudio de variables

El proceso de flotación consistió en una flotación inversa, en el cual la arena de feldespatos (material de desecho o ganga) sería inducida a flotar por la acción colectora de la amina oleica, quedando la arena de sílice (que contiene el mineral deseado) en la parte inferior. Este procedimiento se llevó a cabo utilizando las arenas de muestra patrón.

El procedimiento de ensayos se basó en definir las diferentes variables que influyen en el rendimiento del proceso de separación de las dos arenas con objeto de obtener una corriente hundida final enriquecida en el mineral de cuarzo. Se estudiaron la concentración del reactivo modificador, la concentración del colector, la concentración del agente espumante y el tiempo de acondicionamiento que necesita la pulpa junto con

los reactivos antes de introducir el aire y dar comienzo a la flotación. Para ello, el procedimiento que se llevó a cabo fue univariable, es decir, se modificó únicamente la variable cuyo efecto se quería estudiar, manteniendo constantes los valores del resto de los parámetros.

La concentración y, por consiguiente, la cantidad de los reactivos en cada prueba viene dada por la Ecuación (9), donde m_{reactivo} se expresa en g y $m_{\text{arena alimentada}}$ en t.

$$\text{Concentración reactivo} = \frac{m_{\text{reactivo}}}{m_{\text{arena alimentada}}} \quad (9)$$

Con el fin de facilitar la manipulación durante el proceso, en todos los ensayos la cantidad de la muestra patrón alimentada fue de 500 g y el tamaño de la celda de flotación con la que se trabajó fue de un litro. El procedimiento que se siguió en las pruebas de flotación fue el mismo:

Primero, se preparó la pulpa con un porcentaje en peso de sólido de 35% en una celda de flotación. Seguido se encendió el sistema eléctrico de elevación y descenso del brazo móvil que sujeta el módulo de flotación. Posteriormente, se introdujo el módulo en la celda. Para homogeneizar la pulpa se encendió la agitación y se agitó con una velocidad de 1200 rpm durante 2 minutos. A continuación, se procedió a agregar los reactivos mediante una jeringuilla de 1 ml en el siguiente orden: modificador, colector y espumante. Siendo el objetivo obtener una corriente hundida lo más enriquecida en cuarzo posible, el orden en el que se agregaron los reactivos fue relevante. Por tanto, para asegurar que el reactivo induzca a activar la superficie de los minerales de feldespato, es muy importante que el primer contacto de la pulpa sea con el reactivo modificador. Para asegurarse de que los reactivos se adsorben selectivamente, se mantuvo en agitación durante unos segundos cada vez que se añadía un reactivo a la mezcla. Después, se midió el pH de la pulpa y se añadió ácido sulfúrico hasta obtener un valor de pH 2.

Se mantuvo en agitación la pulpa con los reactivos a una velocidad de 1200 rpm durante el tiempo de acondicionamiento. Seguidamente, se alimentó un caudal de aire de 150 L/h abriendo la válvula, se elevó la velocidad de agitación a 1500 rpm para aumentar la turbulencia en la zona de mezcla y dio comienzo a la flotación. Durante la flotación, la corriente que flotaba se retira de la celda con la paleta cuidadosamente y vierte en un plato. Una vez deja de formarse espuma, primero se procede a cerrar la válvula de aire, seguido se apaga el sistema de agitación y en ese momento se da por finalizada la operación de flotación.

Finalmente, se eleva el módulo de flotación para extraerlo de la celda. La corriente flotada recogida en el plato y la corriente hundida en la celda se vierten cuidadosamente en dos recipientes de aluminio. Las dos corrientes obtenidas se dejaron secar en la estufa a 110 °C durante 48 horas.

3.3.3. Procedimiento ensayo de circuito de flotación

Se determinó un procedimiento para un circuito de tres flotaciones discontinuas con aras de evaluar la eficacia de separación y enriquecimiento de las corrientes producto obtenidas. El procedimiento llevado a cabo para cada operación de flotación que compone el circuito fue el mismo que el procedimiento establecido en el apartado 3.3.2.

La primera etapa de flotación del circuito consistió en una flotación primaria en la cual se alimentó la pulpa previamente acondicionada y preparada. La corriente flotada fue recogida durante la operación en un plato (corriente contenedora de la ganga), se vertió en un recipiente de aluminio y se dejó secar en la estufa durante 48 horas. La corriente hundida se introdujo en la segunda celda de flotación como la alimentación para la segunda etapa de flotación.

La segunda etapa consistió en flotar las gangas (feldespatos) que la corriente hundida contuviese para aumentar la ley en el hundido respecto al cuarzo. Al igual que en la primera etapa, la corriente flotada se retiró en forma de una espuma de la celda y se dejó secar en la estufa durante 48 horas. La corriente hundida fue la alimentación para la última etapa de flotación del circuito.

Finalmente, en la última etapa, se recogió la corriente hundida (está sería la corriente producto del circuito) y la corriente flotada, y se dejaron secar en la estufa a 110 °C durante 48 horas para su posterior análisis.

Cabe mencionar que la celda de flotación tuvo que ser reemplazada de etapa en etapa por celdas de capacidades inferiores (0.5 L) debido a la disminución de la cantidad de la arena obtenida en la corriente hundida al separarse parte de esta en la corriente flotada.

3.3.4. Análisis de las variables de estudio e indicador de la eficacia del proceso

El análisis de la eficacia de separación del proceso, consistió en estimar las proporciones de mineral de feldespato y mineral de cuarzo que contenía la corriente producto hundida. Con el propósito de ahorrar gastos en la subcontratación de laboratorios externos que realizasen los análisis pertinentes, en un inicio se planteó estudiar la eficacia del proceso indirectamente mediante el método de análisis de pérdida por calcinación (PPC), previa determinación de una curva de calibrado con patrones.

Sin embargo, este método se descartó ya que los compuestos óxidos formados por la descomposición serían sólidos y no habría una pérdida de peso (Ecuación 10 y 11). Si bien, habría que mencionar que en los análisis mineralógicos de la arena feldespática aportada por el proveedor (Tabla 4) se hacía referencia de que contenía una pequeña cantidad de mineral de caolinita ($\text{Al}_2\text{Si}_2\text{O}_5(\text{OH})_4$). El agua constitucional, que este mineral contiene (Ecuación 12), sería la única pérdida que podría darse, sin embargo, no se ha tenido en cuenta por ser una cantidad tan pequeña que su influencia sobre la PPC sería ínfima.

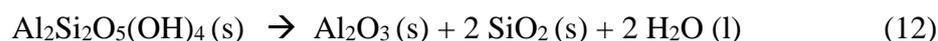


Tabla 4. Análisis mineralógico arena de feldespato (Resacril Minerales industriales).

	Análisis mineralógico arena de feldespato (%)
Feldespato potásico	94
Feldespato sódico	87
Total Feldespatos	7
Caolinita	2
Cuarzo	4

Por consiguiente, el método para analizar la eficacia del proceso de la separación de las arenas silíceas y feldespáticas y enriquecimiento del mineral de cuarzo, se llevó a cabo mediante análisis químicos de las corrientes hundidas de cada ensayo.

Para medir la eficacia de la separación del proceso, se evaluó el grado de separación de la arena alimentada en las corrientes obtenidas en la operación. Para ello, se calculó la cantidad en peso de la corriente flotada y la cantidad en peso de la corriente hundida respecto a la cantidad de material alimentado. Así, se calcularía el parámetro recuperación del hundido (R_H) y recuperación del flotado (R_F), Ecuación (13) y (14) respectivamente, ambos como porcentajes en peso.

$$R_H = \frac{m_{\text{arena en el hundido}}}{m_{\text{arena alimentada}}} \times 100 \quad (13)$$

$$R_F = \frac{m_{\text{arena en el flotado}}}{m_{\text{arena alimentada}}} \times 100 \quad (14)$$

A partir de los análisis químicos de cada corriente hundida, se estimó el grado de enriquecimiento con respecto al mineral de cuarzo. Para ello, partiendo de que la muestra patrón utilizada se componía únicamente de minerales de feldespato potásico, feldespato sódico y cuarzo (Figura 16 y 17), la cantidad de óxido de potasio y óxido de sodio dado en el análisis químico únicamente podrían ser asociados a los minerales de feldespato potásico y sódico. Por lo tanto, la proporción de estos dos últimos minerales en las corrientes hundidas se calcularon a partir de las proporciones de los óxidos en su descomposición (Ecuación 10 y 11). El resto se consideró cuarzo. En el caso de la arena de Costa Rica las consideraciones fueron las mismas. Ésta se componía de minerales de feldespato potásico, plagioclasas (feldespato sódico y feldespato cálcico), cristobalita y cuarzo, de manera que la cantidad de óxido de potasio, óxido de calcio y óxido de sodio dado en el análisis químico, únicamente podrían ser asociados a los minerales de feldespato potásico, cálcico y sódico. El resto se consideraría cuarzo y cristobalita.

Finalmente, para medir la eficacia de enriquecimiento del proceso, se calculó la ley del hundido como un porcentaje en peso, Ecuación (15).

$$L_H = \frac{m_{\text{mineral de cuarzo}}}{m_{\text{arena en el hundido}}} \times 100 \quad (15)$$

4. RESULTADOS

4.1. PROPIEDADES DE LAS MUESTRAS PATRÓN Y LA ARENA DE COSTA RICA

Las muestras patrón preparadas para las operaciones de flotación han sido estudiadas por espectrografía de rayos X por el laboratorio externo SGIker cuyos análisis químicos normalizados se muestran en la Tabla 5.

Tabla 5. Análisis químico de la muestra patrón compuestas de arena de sílice y arena de feldespato en proporción 1:1.

Muestra	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Muestra patrón	82.88	9.05	0.12	LD	0.13	0.03	0.40	7.28	0.06	0.04

*LD = límite de detección

A partir de los análisis químicos y los resultados de difracción de rayos X obtenidos de las arenas silíceas y feldespáticas (Figura 16 y 17), y las arenas de Costa Rica (Figura 19), en las Tablas 6 y 7 se muestran la mineralogía estimada para las muestras patrón y arena de Costa Rica, respectivamente. Es necesario mencionar que, a partir del análisis químico de la arena de Costa Rica no ha sido posible calcular la cantidad de cuarzo que compone la arena, ya que, está compuesta de los minerales polimorfos de cuarzo y cristobalita, ambos minerales con la fórmula química SiO₂.

Tabla 6. Mineralogía de la muestra patrón compuesta de arena de sílice y arena de feldespato en proporción 1:1.

Muestra patrón	Mineralogía (%)
Feldespato potásico	43.03
Feldespato sódico	3.41
Total feldespatos	46.44
Cuarzo	53.56

Tabla 7. Mineralogía de la arena de Costa Rica.

Arena de Costa Rica	Mineralogía (%)
Feldespato potásico	13.46
Plagioclasas	46.54
Total feldespatos	60.01
Cuarzo + Cristobalita	39.99

4.2. DETERMINACIÓN DEL EFECTO DE LAS VARIABLES DE OPERACIÓN EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN PRIMARIA

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en los ensayos realizados para el estudio del efecto de las variables de operación con las muestras patrón sobre una operación de flotación primaria. En todos los ensayos de flotación se han obtenido dos corrientes finales: corriente flotada y corriente hundida, de las cuales la corriente hundida

ha sido la corriente producto de las operaciones. Para la determinación del efecto de las variables de operación los parámetros estudiados han sido: la recuperación de la corriente hundida y la ley del cuarzo en la corriente hundida. En todos los ensayos realizados en este trabajo el caudal del aire se ha mantenido constante a un valor de 150 L/h.

Se han realizado cuatro ensayos de flotación para determinar el efecto de los diferentes reactivos de flotación y el tiempo de acondicionamiento necesario. En la Tabla 8 se recogen los valores de las variables a estudiar en cada ensayo manteniendo constantes el resto de variables. La nomenclatura utilizada en la Tabla 8 es la siguiente: E_m corresponde a los ensayos llevados a cabo a diferentes concentraciones de modificador y E_m1, E_m2, E_m3 y E_m4, son los cuatro ensayos realizados a distintas concentraciones de modificador (700-1200 g/t). E_c corresponde a los cuatro ensayos realizados con la variación de las concentraciones del reactivo colector (700-1200 g/t). E_e corresponde a los cuatro ensayos llevados a cabo variando la concentración de reactivo espumante (50-800 g/t) y E_t, los ensayos de flotación para diferentes tiempos de acondicionamiento (2-15 minutos).

Tabla 8. Valores de las variables de flotación y los valores fijos del resto de los parámetros utilizados en los ensayos para el estudio del efecto que tienen las variables sobre la recuperación y ley de la flotación primaria.

Ensayo		Sólido (%)	Va (rpm)	Vf (rpm)	pH	C mod. (g/t)	C col. (g/t)	C esp. (g/t)	ta (min)
E_m	E_m1	35	1200	1500	2	700	800	500	6
	E_m2					800			
	E_m3					900			
	E_m4					1200			
E_c	E_c1	35	1200	1500	2	800	700	500	6
	E_c2						800		
	E_c3						900		
	E_c4						1200		
E_e	E_e1	35	1200	1500	2	800	800	50	6
	E_e2							250	
	E_e3							500	
	E_e4							800	
E_t	E_t1	35	1200	1500	2	800	800	500	2
	E_t2								6
	E_t3								10
	E_t4								15

Efecto de la concentración del reactivo modificador en los parámetros de recuperación y ley

En la Tabla 8 (E_m) se muestran las condiciones de operación utilizadas para el estudio del efecto de la concentración del ácido fluorhídrico sobre la recuperación de la corriente hundida y ley del cuarzo en el hundido. Con respecto a los resultados obtenidos, a modo de ejemplo se muestra en la Tabla 9 el balance global de la operación de flotación llevada a cabo en el ensayo E_m1, es decir, el primer ensayo del estudio del efecto de la concentración del modificador a un valor de concentración del mismo de 700 g/t y los valores del resto de las variables indicadas en la Tabla 8 (E_m1).

Tabla 9. Balance global de la operación de flotación primaria E_m1.

Corrientes E_m1	Masa (g)	Masa (%)
Flotado E_m1	226.99	45.34
Hundido E_m1	268.51	53.64
Pérdidas	5.09	1.02
Total	500.59	100

Como se observa en la Tabla 9, la suma de las masas de las dos corrientes de salida de la operación (flotado E_m1 y hundido E_m1) no coincide con la masa de la corriente de alimentación, pero se han contabilizado 5.09 g de pérdidas (1.02% de la masa alimentada), que sumado con las corrientes de salida cierra correctamente el balance global en la celda de flotación.

La Tabla 10 indica los resultados de los análisis químicos aportados por el laboratorio SGIker de la corriente hundida del ensayo E_m1. A partir de estos resultados, se ha calculado el balance parcial respecto al mineral de cuarzo en la corriente hundida de la operación, Tabla 11.

Tabla 10. Análisis químicos de la corriente hundida del ensayo E_m1.

Corriente	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	P2O5 (%)
Hundido E_m1	97.51	1.30	0.02	LD	0.15	LD	0.04	0.94	0.03	LD

*LD = límite de detección

Tabla 11. Mineralogía de la corriente hundida del ensayo E_m1.

Corriente hundida E_m1	Mineralogía (%)
Feldespatos potásico	5.56
Feldespatos sódico	0.34
Total feldespatos	5.90
Cuarzo	94.10

Como se puede apreciar en la Tabla 11, tras la operación de flotación E_m1, el mineral mayoritario en la corriente hundida es el cuarzo. Por lo tanto, a partir de los balances se concluye que el valor de la recuperación de la corriente hundida es de un 53.64% y la ley del mineral de cuarzo en la corriente hundida es 94.10%.

La resolución de balances y resultados de los análisis químicos del resto de experimentos se muestran en el Anexo. En la Figura 20 se representan de manera gráfica los resultados de los cuatro ensayos de flotación E_m. Se muestran los valores de la recuperación del hundido y la ley del hundido respecto al cuarzo para cada concentración del reactivo modificador.

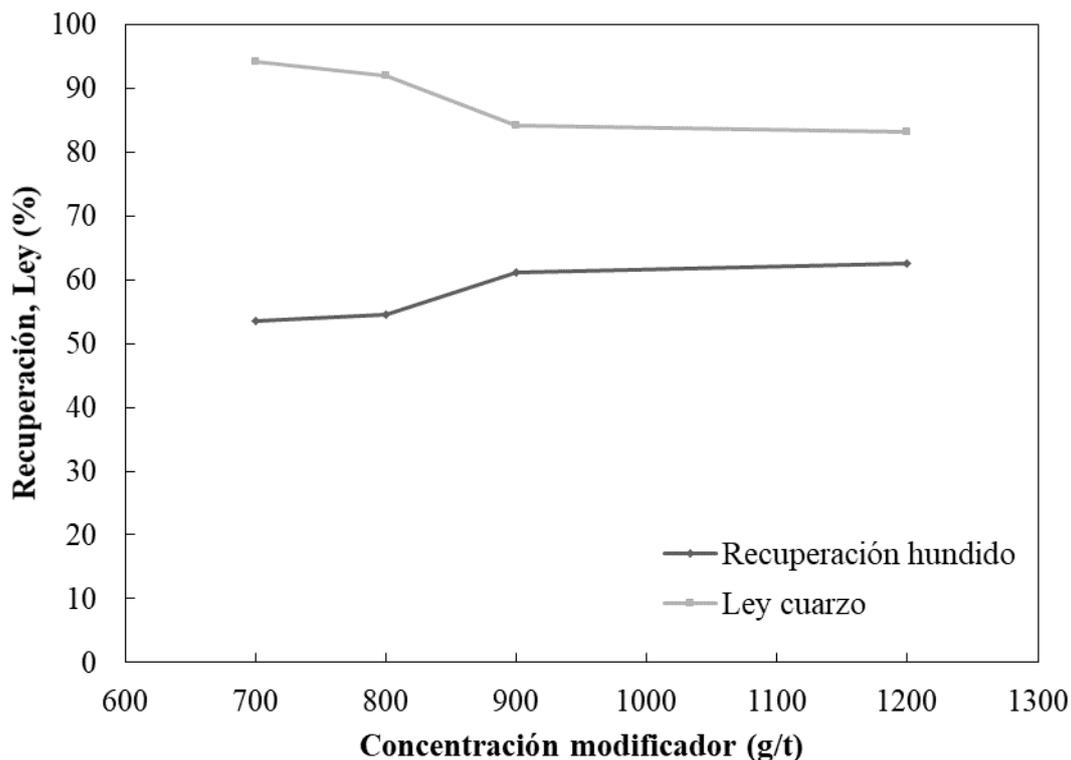


Figura 20. Efecto de la concentración del ácido fluorhídrico en la recuperación y la ley del cuarzo en la corriente hundida.

En líneas generales destacan los valores de recuperación de la corriente hundida muy altos en los cuatro ensayos. Como se puede observar en la Figura 20, el valor de recuperación tiende a aumentar hasta un valor de concentración del modificador de 900 g/t, esto se debe a un reducido arrastre de minerales a la corriente flotada por la acción del reactivo modificador. Según los estudios de Larsen and Kleiv (2016), a un valor de pH 2-3, el ácido fluorhídrico modifica la carga superficial del mineral de feldespato cargándola negativamente, mientras que la carga del cuarzo se acerca a un valor de carga cero. De esta manera, se generan las condiciones idóneas para que el colector catiónico se adsorba sobre la superficie del feldespato y transforme esta superficie en hidrofóbica. Por lo tanto, para un sistema en el cual la cantidad de colector no varía, al agregar más cantidad del reactivo modificador, las superficies de los feldespatos se cargan tan negativamente que el equilibrio entre el reactivo colector y modificador se pierde, evitando que estos minerales sean recolectados por las burbujas de aire. A partir de 900 g/t el valor de recuperación varía poco lo que sugiere que la mayoría del material que es susceptible a la adsorción del colector ha sido recolectada (Mberi y cols., 2018).

En cuanto a la ley del cuarzo en el hundido se observan dos tendencias claras. Hasta 900 g/t de concentración la ley disminuye significativamente. Este efecto se atribuye a una mayor cantidad de material recuperado en el hundido lo que reduce el nivel de enriquecimiento del mismo respecto al mineral de cuarzo. La segunda tendencia, a partir de 900 g/t de concentración del modificador, al igual que el parámetro de recuperación, es de estabilización del valor de la ley, sin apenas notar cambio en los ensayos realizados a 900 g/t y 1200 g/t.

En vista de que los niveles de recuperación en los cuatro experimentos son muy altos, el mejor valor de concentración del modificador se encuentra entre 700 y 800 g/t, en el cual el valor de ley es superior a 90%.

Efecto de la concentración del colector en los parámetros de recuperación y ley

La Figura 21 ilustra el efecto de la variación de la concentración de la amina oleica sobre los parámetros de recuperación del hundido y la ley del cuarzo para las condiciones de operación indicadas en la Tabla 8 (E_c). En el caso del estudio del efecto de la concentración del colector, no se han obtenido los resultados esperados. Cabe mencionar que, a modo de comparativa, se ha representado gráficamente la tendencia esperada del efecto de la concentración del colector sobre la recuperación y la ley.

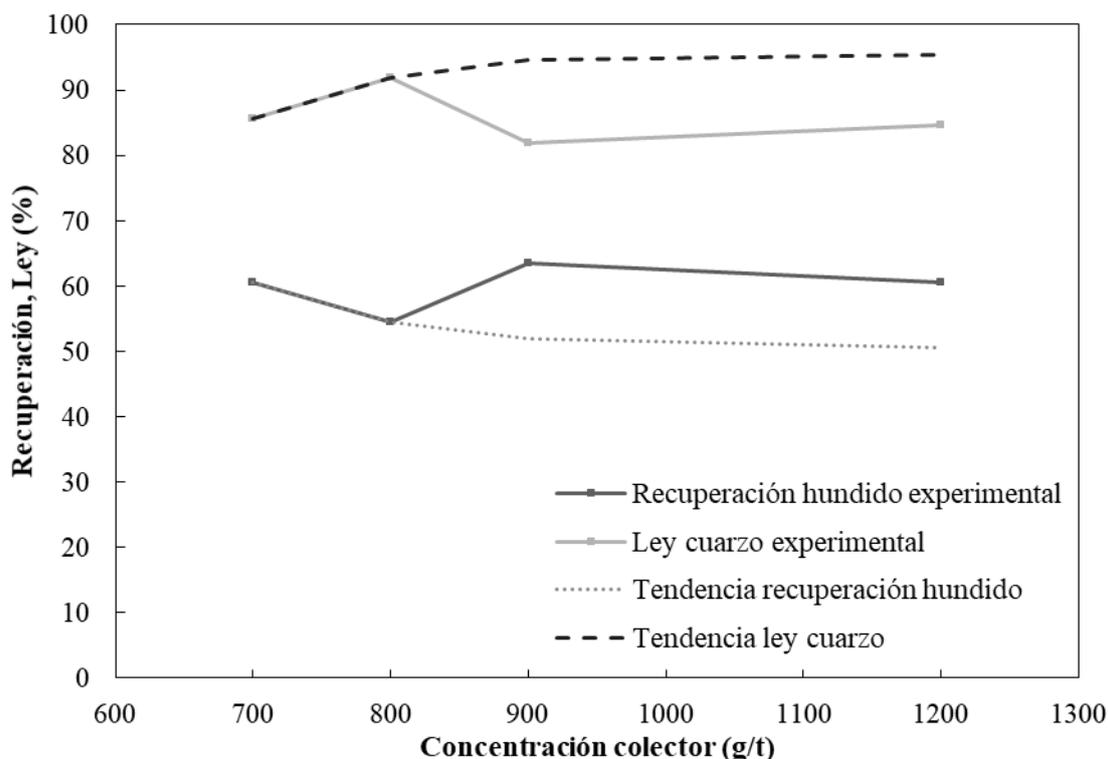


Figura 21. Efecto de la concentración de la amina oleica en la recuperación y la ley del cuarzo en la corriente hundida.

En la Figura 21 se puede observar que los parámetros de recuperación y ley experimentales no siguen una tendencia clara. En el caso del parámetro de la recuperación, los resultados indican que un incremento de la concentración del colector hasta 800 g/t causa una disminución de su valor. Sin embargo, el porcentaje de mineral de cuarzo en la corriente hundida incrementa hasta alcanzar un valor máximo de ley. A partir de 800 g/t de concentración, la tendencia de la recuperación según los estudios de Argüelles y cols. (2013) debería ser disminuir hasta estabilizarse y, en consecuencia, la ley aumentaría progresivamente hasta mantenerse también estable, tal y como se observa en ambas líneas de tendencia. El efecto de la tendencia descendente de la recuperación se atribuye a la flotación de los minerales de cuarzo junto con los minerales de feldespato. Dichos autores en su estudio demostraron que una dosis del reactivo colector por encima

de la dosis óptima, provoca la flotación tanto de los materiales que se esperan flotar como la de los que no.

Para justificar las tendencias de estabilización, Henwood (1994) explicó que hay una serie de matices interesantes a estudiar sobre los colectores y la concentración con la que se trabaja de los mismos. Como bien se explica en la literatura, la concentración de trabajo óptima del colector depende de las condiciones de las superficies minerales. Inicialmente, al introducir la dosis del reactivo colector a la pulpa, los colectores se adhieren a las superficies minerales disponibles. A medida que la dosis de colector aumenta, las moléculas colectoras se comprimen alrededor de la superficie mineral para aumentar la estabilidad del colector adsorbido y asegurar la hidrofobicidad de la superficie. Eventualmente, la superficie mineral se encuentra tan recubierta por las moléculas del colector que las cargas de la superficie están neutralizadas y los espacios disponibles en la superficie del mineral son escasos. Finalmente, al alcanzar la cobertura máxima de la superficie mineral (descrito como cobertura monocapa), aumentar la dosis no tiene efecto sobre el mineral ya que, el área superficial del mineral se encuentra totalmente recubierta.

No se ha conseguido especificar cuál es la razón por la que se han obtenido unos resultados que difieren tanto de la realidad, pero se infiere que puede deberse a un error experimental. Se deduce que el error pudo haber sido inducido por la toma de la dosis de colector, ya que, la toma de la muestra puede no haber sido lo exacta que se necesitaba. Por lo que, se concluye que haría falta un segundo experimento para asegurar la tendencia de los parámetros de estudio con las condiciones a partir de 800 g/t de amina oleica.

En vista a los resultados comentados, se llega a la conclusión de que, a mayor concentración del colector, éste pierde su selectividad. Por lo tanto, los valores de recuperación y ley calculados se asemejan más a los nominales para el rango de concentración del reactivo colector de 750-850 g/t.

Efecto de la concentración del espumante en los parámetros de recuperación y ley

Para analizar el efecto de la concentración del agente espumante, se representan de manera gráfica los resultados obtenidos de los cuatro ensayos de flotación, expresados en los parámetros recuperación del hundido y la ley del cuarzo en el mismo, Figura 22. Las condiciones de operación de los cuatro ensayos realizados se resumen en la Tabla 8 (E_e).

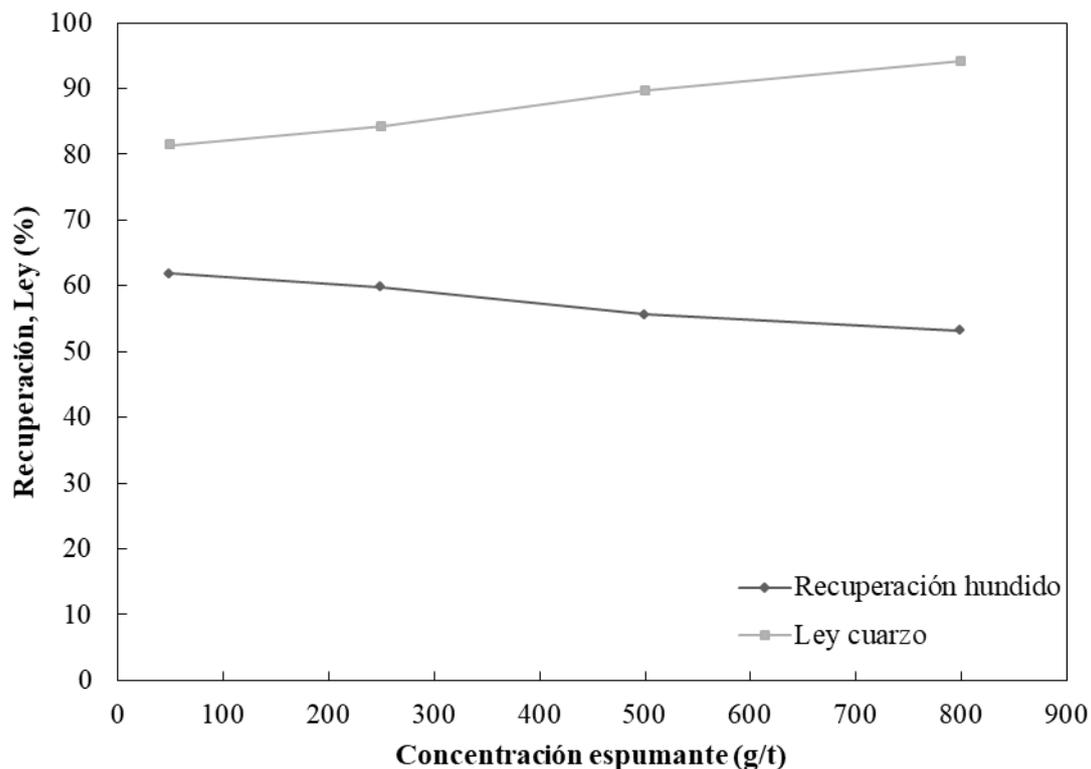


Figura 22. Efecto de la concentración del aceite de pino en la recuperación y la ley del cuarzo en la corriente hundida.

En líneas generales, tal y como se esperaba, destaca una tendencia a disminuir la recuperación al aumentar la cantidad de aceite de pino. Los estudios de Mberi y cols. (2018) indican que, a un caudal de aire constante, un aumento de la concentración del espumante estabiliza y aumenta la profundidad de la espuma generada en la celda. El término de estabilidad de la espuma se define como una medida de la persistencia de la espuma generada, y la profundidad, como una medida de espesor de la zona de la espuma en la celda de flotación (Morar y cols., 2006). Por lo tanto, al producirse una espuma cada vez más estable, la consistencia y profundidad de esta es tal que resulta en una mayor retención de materia en la zona de la espuma. Esto también está de acuerdo con el trabajo de Farrokhpay (2011), que apoya que si bien una espuma más estable recuperará una mayor cantidad de partículas adheridas a las burbujas, también recuperará más material que no se desea obtener en la fracción flotada, debido al colapso entre la zona de la espuma y la zona de la mezcla que induce el arrastre excesivo de material.

En cuanto a la ley del cuarzo en el hundido, esta tendencia es contraria, ya que, a mayores cantidades de espumante aumenta su valor. Este efecto se atribuye a una acción del colector sobre los feldespatos óptima y una buena retención de los minerales de feldespato en la zona de la espuma. Esto respalda los planteamientos anteriores, ya que al ser mayor el nivel de retención y arrastre de la materia, la mayoría de los minerales de feldespato se recuperan en la fracción flotada y el enriquecimiento de la fracción hundida es cada vez mayor.

Tras los diferentes ensayos y resultados, se llega a la conclusión de que es necesario alcanzar un compromiso entre una recuperación aceptable y una ley de cuarzo en el

hundido alta. De todo esto se deduce que la concentración del espumante se debe establecer entre 500-800 g/t.

Efecto del tiempo de acondicionamiento en los parámetros de recuperación y ley

En la Tabla 8 (E_t) se resumen las condiciones de operación de los ensayos de flotación para este estudio. La influencia del tiempo de acondicionamiento de la pulpa sobre el rendimiento de las flotaciones ofrece los resultados de la Figura 23. Es de destacar que los resultados correspondientes a tiempos de acondicionamiento cortos han sido los mejores, lo que se explica por la rápida cinética de adsorción de los reactivos colectores y modificadores, y por lo tanto, se demuestra que son capaces de adsorberse selectivamente sobre las superficies minerales deseadas. A partir del minuto seis, se ve una tendencia ascendente de la recuperación y descendente de la ley hasta el minuto diez, punto tras el cual tanto la recuperación como la ley se estabilizan. Esto último se debe a que todas las superficies minerales han sido adsorbidas por los reactivos, por ende, el tiempo de acondicionamiento deja de tener efecto sobre los parámetros de estudio en la operación.

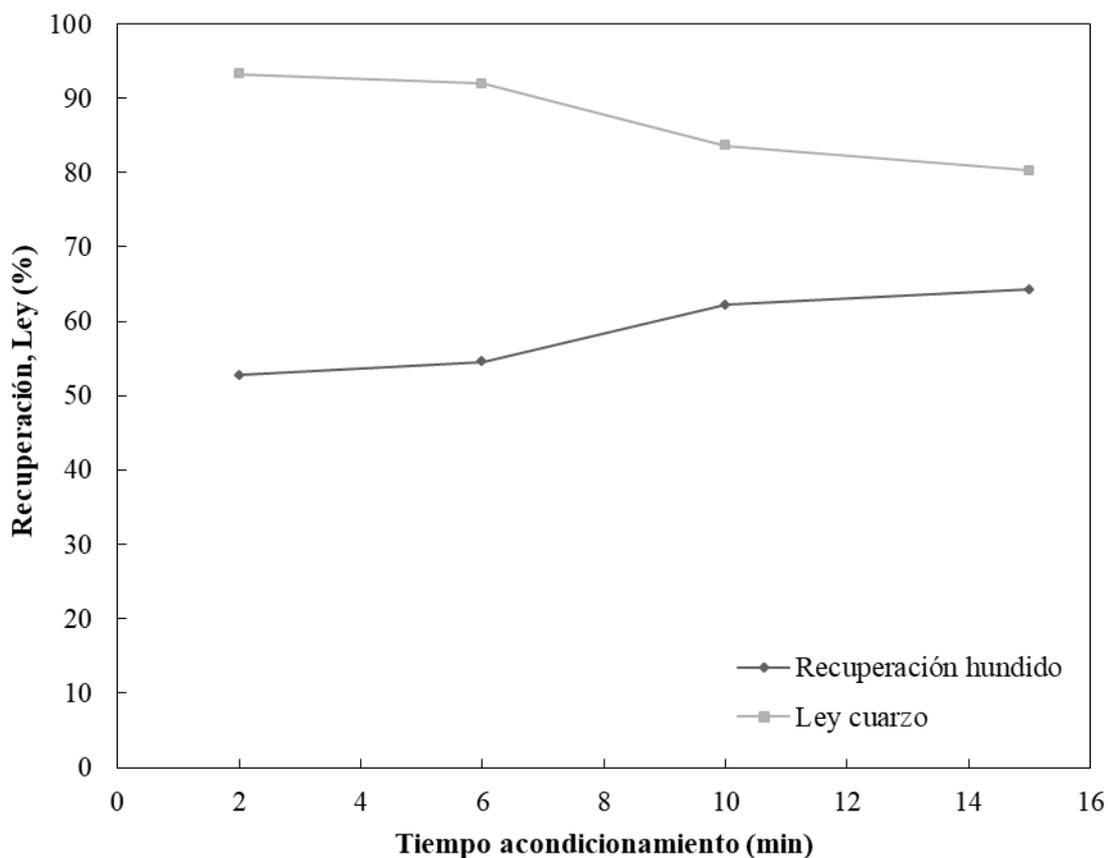


Figura 23. Efecto del tiempo de acondicionamiento de la pulpa y los reactivos en la recuperación y la ley del cuarzo en la corriente hundida.

En vista a los resultados anteriormente comentados se concluye que el valor del tiempo de acondicionamiento más acertado para la operación de flotación se encuentra en el rango 2-6 minutos.

4.3. DEFINICIÓN DEL PROCEDIMIENTO DE CIRCUITO DE FLOTACIÓN PARA EL ANÁLISIS DE ARENAS SILÍCEAS Y FELDESPÁTICAS

A continuación, se muestran los resultados obtenidos en los ensayos del circuito de flotación para el análisis de las muestras patrón y las arenas de Costa Rica, para los que se ha seguido el procedimiento indicado en el apartado 3.3.3.

4.3.1. Circuito sobre las muestras patrón

Para llevar a cabo el ensayo del primer circuito de flotación sobre las arenas patrón, se ha decidido seguir la misma metodología de trabajo que el IGME. Esta metodología consiste en realizar un circuito compuesto de tres flotaciones para simular un procedimiento de tres operaciones de flotación en continuo, manteniendo las mismas condiciones de operación en las tres etapas de flotación. Cabe mencionar que, de los datos obtenidos en la determinación del efecto de las variables de operación sobre la flotación primaria, se han escogido los valores de la concentración del modificador, colector, espumante y tiempo de acondicionamiento que mejor resultado ha obtenido respecto al parámetro de ley como punto de partida. Por lo tanto, los valores de las variables de flotación y los valores del resto de variables utilizadas en las tres flotaciones del circuito se indican en la Tabla 12. La nomenclatura utilizada en la Tabla 12 es la siguiente: C1 es el primer circuito de flotación realizado con las muestras patrón, C1-1 significa la primera flotación del circuito, C1-2 sería la segunda flotación y C1-3 sería la tercera flotación.

Como se puede apreciar en la Tabla 12, en cada etapa de flotación del circuito se añade la misma concentración de todos los reactivos y se mantienen las mismas condiciones del resto de los parámetros salvo el porcentaje de sólido de alimentación.

Tabla 12. Valores de las variables de flotación definidas y los valores del resto de los parámetros en las tres flotaciones del primer circuito de flotación sobre la muestra patrón.

Circuito	Nº Flotación	Sólido (%)	Va (rpm)	Vf (rpm)	pH	C mod. (g/t)	C col. (g/t)	C esp. (g/t)	ta (min)
C1	C1-1	35	1200	1500	2	700	800	800	2
	C1-2	-	1200	1500	2	700	800	800	2
	C1-3	-	1200	1500	2	700	800	800	2

En los circuitos de flotación, se obtienen cuatro corrientes finales: tres corrientes flotadas de las tres etapas de flotación y una corriente hundida de la última etapa de flotación. La corriente hundida obtenida en la última flotación del circuito es la corriente producto. Por lo tanto, tras el circuito, se ha analizado la corriente hundida del circuito (C1-3). El nivel de enriquecimiento de esta corriente hundida respecto al cuarzo, es decir, la ley, ha sido de 99.75%, que como se puede apreciar ha crecido en comparación con los resultados obtenidos en los ensayos para una única flotación primaria. Por lo tanto, se concluye que mediante varias etapas de flotación es posible obtener una corriente enriquecida en su práctica totalidad en mineral de cuarzo. No obstante, el valor de recuperación obtenido ha sido de 16.07%, lo que se deduce que, en la segunda y tercera etapa de flotación del circuito, los minerales de cuarzo han sido arrastrados junto con los de feldespato a las corrientes flotadas.

En base al conocimiento adquirido respecto al efecto que las concentraciones de los reactivos tienen sobre los parámetros de recuperación y ley, el valor tan pequeño de la recuperación conseguido en este ensayo, se atribuye a un exceso de espumante para la segunda y tercera etapa de flotación.

En vista de estos resultados, se ha visto la necesidad de estudiar el efecto de una disminución de la concentración del espumante. Para ello se ha llevado a cabo un segundo circuito de flotación compuesto también de tres flotaciones y con las condiciones de operación que se indican en la Tabla 13. Como se puede apreciar, las condiciones de operación se han mantenido igual que en el circuito C1 salvo la concentración del espumante. En este caso, el reactivo espumante solo se añade en la primera etapa de flotación. El segundo circuito lleva la nomenclatura C2 y sus respectivas flotaciones se nombran como C2-1, C2-2 y C2-3 al igual que en el circuito anterior.

Tabla 13. Valores de las variables de flotación definidas y los valores del resto de los parámetros en las tres flotaciones del segundo circuito de flotación sobre la muestra patrón.

Circuito	Nº Flotación	Sólido (%)	Va (rpm)	Vf (rpm)	pH	C mod. (g/t)	C col. (g/t)	C esp. (g/t)	ta (min)
C2	C2-1	35	1200	1500	2	700	800	500	2
	C2-2	-	1200	1500	2	700	800	0	2
	C2-3	-	1200	1500	2	700	800	0	2

Se ha determinado que para el circuito C2 el valor de ley respecto al cuarzo y recuperación de la corriente hundida en la tercera flotación ha sido de 99.88% y 46.94%, respectivamente. Por lo tanto, cabe destacar la diferencia del valor de recuperación y la similitud del valor de ley conseguido en el primer y segundo circuito. Con objeto de visualizar mejor la diferencia respecto a la recuperación de los dos circuitos de flotación, en la Tabla 14 se observa el balance global de cada circuito. En la Tabla 14, flotado 1 indica la corriente flotada obtenida en la primera flotación del circuito, flotado 2 en la segunda flotación, flotado 3 la tercera y hundido 3 indica la corriente hundida obtenida en la tercera flotación (corriente producto).

Tabla 14. Comparación de los balances globales de los circuitos de flotación C1 y C2.

Corrientes de C1 y C2	Masa C1 (g)	Masa C2 (g)	Masa C1 (%)	Masa C2 (%)
Flotado 1	246.36	246.06	49.19	49.13
Flotado 2	136.98	11.17	27.35	2.23
Flotado 3	34.39	8.54	6.87	1.70
Hundido 3	80.50	235.33	16.07	46.98
Pérdidas	2.65	0.27	0.53	0.05
Total	500.88	501.37	100	100

Como se aprecia en la Tabla 14, la primera etapa de flotación, en ambos circuitos, es la etapa en la cual se consigue mayor separación de las materias. Sin embargo, en la segunda flotación del circuito C1 se obtiene mucha más materia en el flotado que en el circuito C2. Lo mismo ocurre en la tercera flotación.

En vista de los resultados, se puede concluir que las condiciones de operación utilizadas para el segundo circuito de flotación (C2) son mejores, ya que, reúne las características

deseadas para este proceso: valor de la ley en la corriente producto (Hundido 3) muy elevado y valor de la recuperación de la misma corriente elevado.

4.3.2. Circuito sobre la arena de Costa Rica

Con el fin de validar el procedimiento de ensayo para el análisis de las arenas de sílice y feldespato mediante un circuito de flotación, se ha realizado un ensayo sobre las arenas reales de Costa Rica. Paralelamente, se ha realizado un análisis de flotación de la misma arena en los laboratorios del IGME y los resultados se comparan con los obtenidos en este proyecto.

Los valores de las variables de operación escogidas para el ensayo han sido las mismas utilizadas para realizar el primer circuito sobre las muestras patrón (C1), que se indican en la Tabla 12.

Tras el circuito, no se han obtenido los resultados esperados. El valor de recuperación de la tercera corriente hundida ha sido de 89.35%, lo que resulta un valor muy elevado. En la Tabla 15 se muestra el balance global realizado en la operación. La nomenclatura para el circuito de la arena de Costa Rica es C_ACR, donde C_ACR1 corresponde a la primera flotación del circuito, C_ACR2 a la segunda flotación y C_ACR3 a la tercera flotación.

Tabla 15. Balance global del circuito de flotación C_ACR.

Corrientes C_ACR	Masa (g)	Masa (%)
Flotado C_ACR1	12.57	2.50
Flotado C_ACR2	16.44	3.36
Flotado C_ACR3	20.62	4.36
Hundido C_ACR3	448.73	89.35
Pérdidas	3.87	0.77
Total	502.23	100

Como se aprecia en la Tabla 15, el porcentaje en masa de la fracción flotada en la primera flotación (Flotado C_ACR1) ha sido mínimo. Debido a que la primera flotación se considera como la etapa de flotación de recuperación, se esperaba al igual que en los circuitos realizados con las muestras patrón una recuperación alta de las partículas deseadas. En vista de los resultados, se ha visto la necesidad de analizar individualmente las cuatro corrientes obtenidas en el circuito. En la Tabla 16 se observan los resultados de los análisis químicos aportados por el laboratorio SGiker de la primera, segunda y tercera corriente flotada y la tercera corriente hundida. También, en la Figura 24 se muestran los resultados de los difractogramas realizados de las tres corrientes flotadas.

Tabla 16. Análisis químicos de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera etapa de flotación y la corriente hundida de la tercera etapa de flotación del circuito C_ACR sobre las arenas de Costa Rica.

Corrientes C_ACR	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	P2O5 (%)
Flotado C_ACR1	66.96	17.41	4.25	0.11	1.46	1.18	3.25	4.67	0.71	0.01
Flotado C_ACR2	68.62	16.57	3.73	0.08	1.30	1.26	3.20	4.56	0.66	0.01
Flotado C_ACR3	70.31	16.91	1.91	0.04	0.40	2.64	4.15	3.33	0.30	0.01
Hundido C_ACR3	75.55	14.66	0.79	0.04	0.31	2.57	3.74	2.21	0.12	0.01

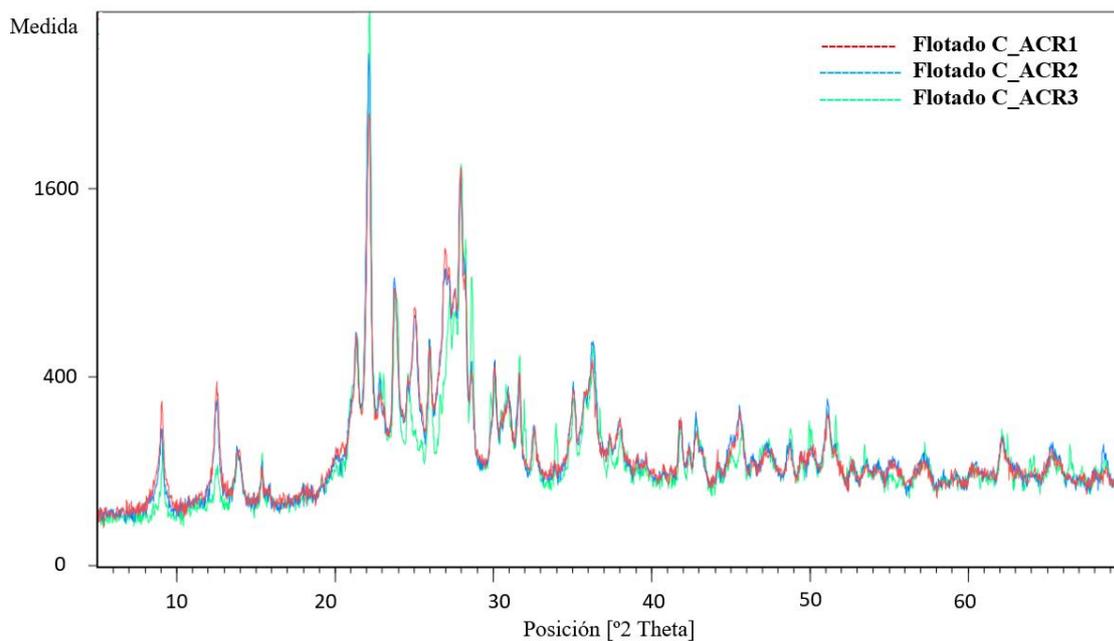


Figura 24. Difractograma de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera etapa de flotación del circuito C_ACR.

Como se puede apreciar en la Figura 24, se identifican los mismos minerales que los identificados en la arena alimentada a la flotación (Figura 19), pero además se perciben picos intensos de arcillas que no se habían identificado en la muestra total, por lo que se infiere que las arcillas deben suponer un contenido muy pequeño de la arena total alimentada, y se han concentrado en el material flotado. En $9^{\circ}2\theta$ se aprecian picos de arcillas del grupo de las micas y en $12,5^{\circ}2\theta$ de arcillas del tipo de la caolinita. Además, los análisis químicos de esos tres flotados (Tabla 16), indican contenidos más elevados de Fe_2O_3 , MgO y K_2O respecto a la arena alimentada (Tabla 3). Esto sugiere que las arcillas contienen micas de tipo moscovita ($KAl_2(AlSi_3O_{10})(OH)_2$), biotita ($K(Mg, Fe)_3AlSi_3O_{10}(OH, F)_2$), flogopita ($K(Mg, Mn, Fe)_3AlSi_3O_{10}(OH, F)_2$), etc. También, los mayores contenidos en TiO_2 son característicos de las arcillas.

La siguiente Figura 25 muestra el detalle de esos picos indicativos del contenido de arcillas, y como su intensidad se reduce del primer flotado al tercer flotado del circuito. Esta reducción paulatina del contenido de arcillas se refleja además en los resultados químicos para los elementos citados.

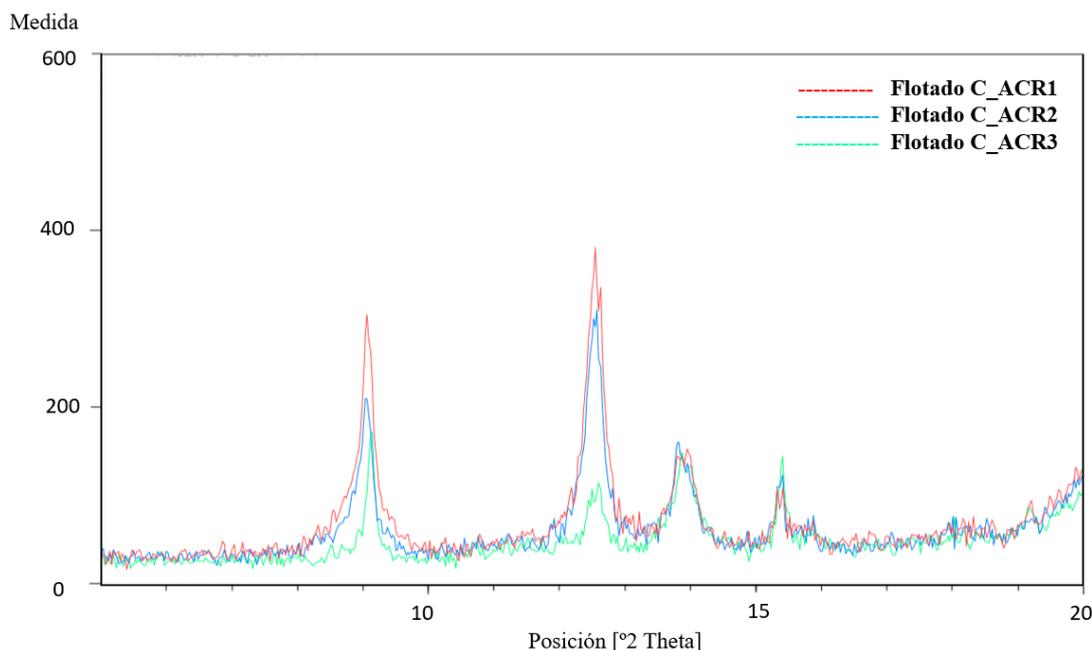


Figura 25. Difractograma a escala lineal de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera etapa de flotación del circuito C_ACR.

Cabe destacar que, en vista de los resultados comentados, no ha sido posible calcular el valor de la ley, ya que, no es posible especificar a qué tipo de mineral se asocian los contenidos del K_2O y SiO_2 dados en los resultados de los análisis químicos.

En la Tabla 17 y 18 se muestran los resultados de los análisis químicos y el balance global del circuito realizado en los laboratorios del IGME, respectivamente. Como se ha mencionado anteriormente, el procedimiento de análisis del IGME consiste en realizar un circuito compuesto de tres flotaciones en serie y mantener las mismas condiciones de operación para las tres flotaciones. Las condiciones que ha utilizado el IGME son las siguientes: 30% de sólidos en la pulpa, 500 g/t de reactivo colector, 700 g/t de modificador, 200 g/t de espumante, para cada etapa de flotación, y 10 minutos de acondicionamiento. Los reactivos empleados son los mismos utilizados en este proyecto.

Tabla 17. Análisis químicos de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera etapa de flotación y la corriente hundida de la tercera etapa de flotación del circuito realizado por el IGME sobre las arenas de Costa Rica.

Corrientes C_IGME	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Flotado C_IGME1	65.15	17.55	4.80	0.10	1.30	1.30	3.70	4.97	1.13	0.01
Flotado C_IGME2	66.57	16.87	4.35	0.07	1.17	1.38	3.67	4.89	1.03	0.01
Flotado C_IGME3	70.85	17.36	1.93	0.04	0.36	2.40	3.77	3.02	0.27	0.01
Hundido C_IGME3	74.11	15.14	0.68	0.02	0.25	2.85	3.28	3.59	0.08	LD

*LD = límite de detección

Tabla 18. Balance global del circuito de flotación realizado por el IGME.

Corrientes C_IGME	Masa (g)	Masa (%)
Flotado C_IGME1	8.54	1.70
Flotado C_IGME2	16.47	3.28
Flotado C_IGME3	23.30	4.64
Hundido C_IGME3	430.06	85.65
Pérdidas	14.13	5.73

Como se puede apreciar, el valor de la recuperación del hundido obtenido tras los ensayos realizados por el IGME, es de 85.65%. El valor de la recuperación es menor que el conseguido en el circuito C_ACR, no obstante, se considera también un valor muy elevado. Por lo tanto, se puede claramente concluir que debido a la complejidad de la composición de las arenas, no se ha producido una buena separación de los minerales de cuarzo y feldespato, aun así, en vista del parecido de los resultados de los circuitos C_ACR y C_IGME, el procedimiento de ensayo realizado se puede considerar correcto.

En la literatura de Farrohpay y cols. (2013) se explica que un aspecto de particular interés es el efecto de las arcillas en el proceso de flotación. La gran área superficial característica de estos minerales los hace altamente reactivos y sensibles a los cambios. Se ha observado que la presencia de las arcillas afecta al proceso de flotación, ya que, éstas recubren la superficie del mineral de interés y de las burbujas. La formación de recubrimientos arcillosos sobre los minerales provoca la inhibición de la adsorción del colector sobre los minerales de feldespato. Por su parte, se ha postulado que la formación de recubrimientos arcillosos sobre burbujas de aire previene la unión entre las burbujas y partículas minerales. También se ha observado que la presencia de minerales arcillosos, provoca el arrastre considerable de estos minerales al flotado en las etapas de recuperación además de cambios en la estabilidad de la espuma. Esto respalda los resultados comentados anteriormente, ya que, al recubrirse los minerales de feldespato por los diferentes minerales arcillosos impiden que el colector se adsorba sobre los minerales feldespáticos y se recuperen en forma de una espuma estable.

En vista de estos resultados, se ha querido observar el comportamiento de la separación de las arenas en un nuevo circuito de flotación (C_BCR) ante un cambio en las condiciones de operación indicadas en la Tabla 19. Estas condiciones consistieron en no añadir reactivo modificador en la segunda y tercera flotación del circuito y en reducir la concentración del reactivo espumante en las tres etapas de flotación, con la única finalidad de conseguir una mayor selectividad de la adsorción del colector sobre los minerales de feldespato y, obtener una espuma sin cambios en su estabilidad y de menos consistencia.

Tabla 19. Valores de las variables de flotación definidas y los valores del resto de los parámetros en el segundo circuito de flotación sobre las arenas de Costa Rica.

Circuito	Nº Flotación	Sólido (%)	Va (rpm)	Vf (rpm)	pH	C mod. (g/t)	C col. (g/t)	C esp. (g/t)	ta (min)
C_BCR	C_BCR1	35	1200	1500	2	700	800	500	2
	C_BCR2	-	1200	1500	2	0	800	500	2
	C_BCR3	-	1200	1500	2	0	800	500	2

Tras el circuito C_BCR, el valor de recuperación de la tercera corriente hundida obtenida ha sido de 82.74%, que comparativamente con el valor de recuperación de los circuitos

C_ACR y C_IGME, es menor, lo cual indica que con las condiciones de operación del circuito C_BCR a flotado más materia. En la Tabla 20 se muestra el balance global realizado en la operación C_BCR. En la Tabla 21 se observan los resultados de los análisis químicos de la primera, segunda, tercera corriente flotada y la tercera corriente hundida del circuito C_BCR y en la Figura 26 los resultados de los difractogramas realizados de las tres corrientes flotadas.

Tabla 20. Balance global del circuito de flotación C_BCR.

Corrientes C_BCR	Masa (g)	Masa (%)
Flotado C_BCR1	15.39	3.07
Flotado C_BCR2	17.30	3.45
Flotado C_BCR3	51.50	10.26
Hundido C_BCR3	415.20	82.74
Pérdidas	2.42	0.48
Total	501.81	100

Tabla 21. Análisis químicos de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera flotación y la corriente hundida de la tercera flotación del circuito C_BCR.

Corrientes C_BCR	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	P2O5 (%)
Flotado C_BCR1	63.65	17.07	6.23	0.13	2.92	1.09	2.74	4.87	1.29	0.01
Flotado C_BCR2	69.89	15.48	3.91	0.09	0.66	2.45	3.70	3.30	0.51	0.01
Flotado C_BCR3	73.67	15.40	1.22	0.03	0.11	2.91	3.96	2.55	0.16	LD
Hundido C_BCR3	75.05	15.00	0.73	0.02	0.07	2.99	4.01	2.02	0.11	LD

*LD = límite de detección

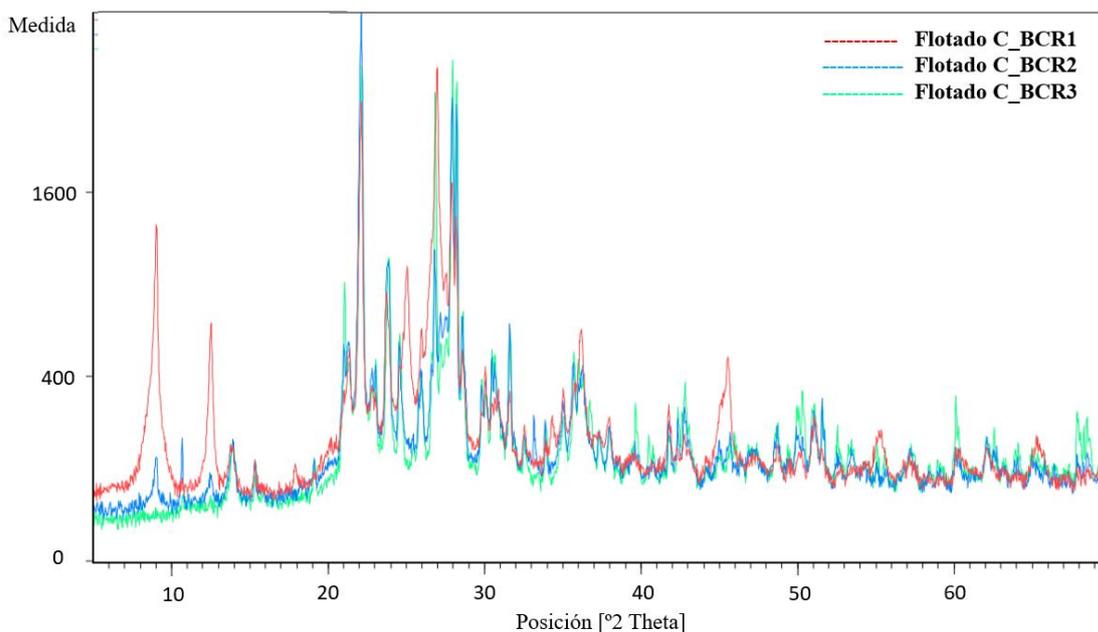


Figura 26. Difractograma de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera flotación del circuito C_BCR.

La siguiente Figura 27 muestra el detalle de esos picos indicativos del contenido de arcillas, y como su intensidad se reduce del primer flotado hasta el tercer flotado del circuito.

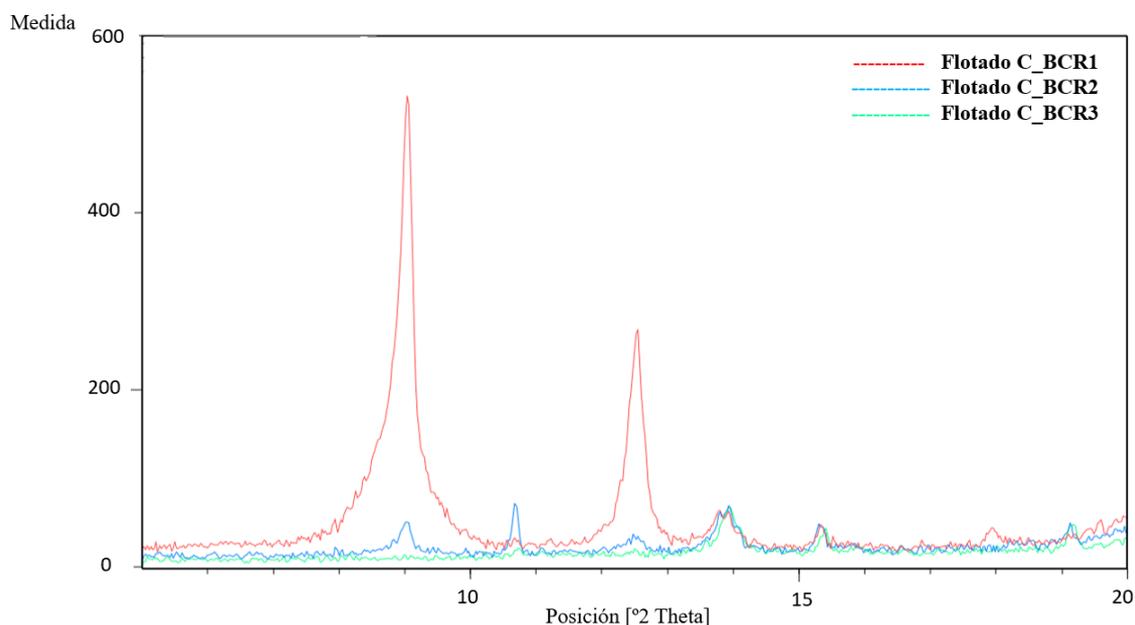


Figura 27. Diffractograma a escala lineal de las corrientes flotadas de la primera, segunda y tercera flotación del circuito C_BCR.

Cabe hacer las mismas consideraciones generales que en el ensayo del primer circuito de flotación para las arenas de Costa Rica (C_ACR), si bien aquí en la segunda etapa de flotación (Flotado C_BCR2) ya se ha reducido el contenido en arcillas, y en la tercera etapa (Flotado C_BCR3) apenas se distinguen, de manera que se ha considerado posible el cálculo del parámetro de ley de la última corriente hundida, Tabla 22.

Tabla 22. Mineralogía de la tercera corriente hundida obtenida en el circuito de flotación C_BCR.

Corriente hundida C_BCR3	Mineralogía (%)
Feldespatos potásicos	11.97
Plagioclasas	48.73
Total feldespatos	60.69
Cuarzo + Cristobalita	39.31

Tal y como se puede apreciar en la Tabla 22, comparativamente con el análisis mineralógico mostrado en la Tabla 7 de la arena de Costa Rica alimentada al proceso, no se ha conseguido el enriquecimiento de los minerales de cuarzo esperado. Por tanto, el circuito realizado no ha tenido efecto sobre la separación de los minerales de feldespato y cuarzo. En la Figura 28 se muestra una comparación visual de los difractogramas de la arena de Costa Rica alimentada, el último hundido del circuito C_ACR (hundido C_ACR3) y el último hundido del circuito C_BCR (hundido C_BCR3) que indica que son esencialmente iguales. Lo mismo ocurre si se comparan los análisis químicos de dichas tres corrientes (Tablas 3, 16 y 21). Ello indica, que una vez retirados del proceso

las pequeñas cantidades de finos arcillosos en las fracciones flotadas, el material obtenido en la corriente hundida es prácticamente igual a la arena alimentada, es decir, no se produce un enriquecimiento en SiO_2 en el hundido porque no se están flotando los feldspatos de manera selectiva.

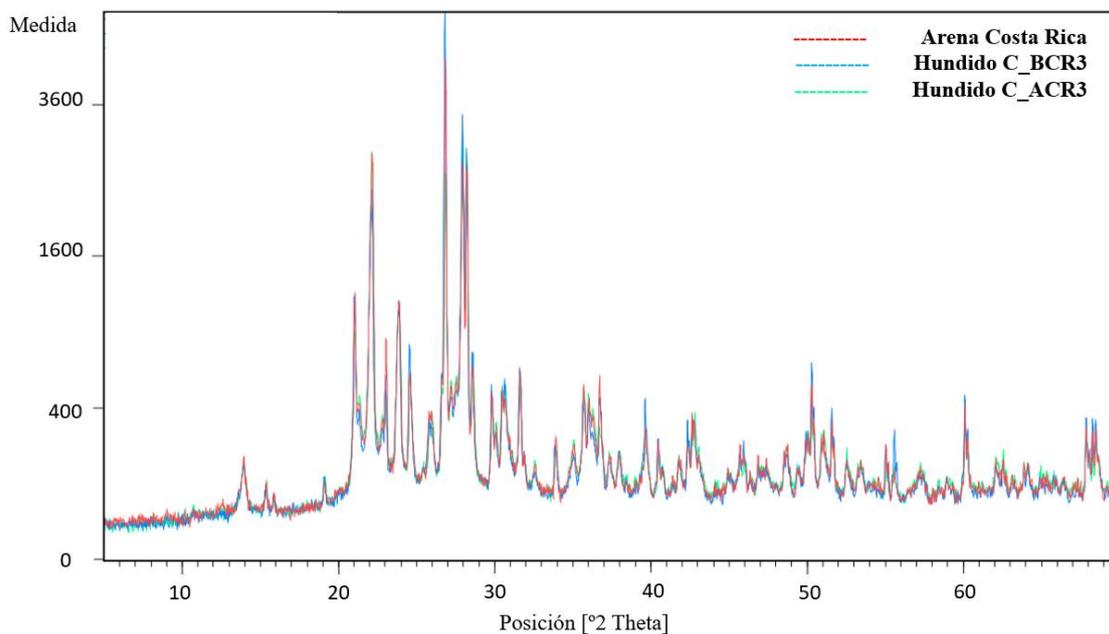


Figura 28. Comparación de los difractogramas de la arena de Costa Rica alimentada, de la tercera corriente hundida del circuito de flotación C_ACR y la tercera corriente hundida del circuito de flotación C_BCR.

5. CONCLUSIONES

En vista de los resultados obtenidos, a continuación, se resumen las conclusiones establecidas de los distintos estudios llevados a cabo en este trabajo.

1. Determinación de procedimiento de ensayo de la operación de flotación primaria y efecto de las variables de operación

Queda validado el procedimiento de ensayo de la operación de flotación primaria sobre las muestras patrón, obteniendo, en general, una muy buena separación de las materias minerales que componen las arenas de muestra patrón y una corriente producto totalmente enriquecida en el mineral deseado, cuarzo.

En cuanto a los ensayos del estudio del efecto de las variables de operación, se concluye que para un sistema en el cual la concentración del colector no varía, un aumento de la concentración del reactivo modificador genera una carga muy negativa en la superficie del mineral de feldespato perdiendo el equilibrio entre las concentraciones de los reactivos colector-modificador para una flotación selectiva. En el caso de los ensayos realizados con diferentes concentraciones de reactivo colector, no se han obtenido los resultados esperados, no obstante, en la bibliografía se ha observado que un aumento de la concentración del colector provoca un exceso de arrastre de materia a la corriente flotada, perdiendo la selectividad del mismo reactivo. Por lo tanto, se llega a la conclusión de que es necesario alcanzar un compromiso entre las concentraciones modificador-colector.

El aumento de la concentración del reactivo espumante genera un aumento en la recuperación, pero provoca una disminución de la ley de la corriente producto. La generación de una espuma demasiado estable provoca un exceso de profundidad en la zona de la espuma colapsando las zonas de separación y mezcla que deben generarse durante la operación en el interior de la celda.

En el caso de los ensayos realizados a diferentes tiempos de acondicionamiento de la pulpa se concluye que tras 10 minutos de acondicionamiento esta variable deja de tener efecto sobre la recuperación y ley.

2. Determinación de procedimiento de ensayo circuito de flotación para las muestras patrón y la arena de Costa Rica

Queda validado el procedimiento de ensayo de la operación de circuito de flotación sobre las muestras patrón, obteniendo un valor de ley del cuarzo mayor que los ensayos para una única flotación primaria. Por lo tanto, se concluye que mediante varias etapas de flotación es posible obtener una corriente enriquecida en su práctica totalidad en mineral de cuarzo. No obstante, en el ensayo llevado a cabo con las mismas condiciones de operación en las tres operaciones de flotación del circuito, el valor de recuperación obtenido ha sido notoriamente menor que en los ensayos de flotación primaria, lo que se deduce que en la segunda y tercera etapa de flotación los minerales de cuarzo han sido arrastrados junto con los de feldespato a las corrientes flotadas.

En el segundo circuito de flotación llevado a cabo para las muestras patrón, el valor de ley respecto al cuarzo y recuperación de la corriente hundida ha sido de 99.88% y 46.94%,

respectivamente. Por lo tanto, se puede concluir que es necesario estudiar también el efecto de las variables de operación en las distintas etapas de flotación.

En cuanto a los ensayos de circuito de flotación sobre las arenas de Costa Rica, se ha observado que la presencia de minerales arcillosos tiene un efecto negativo en el proceso. Tanto en los dos ensayos de circuito realizados, como el circuito llevado a cabo en el laboratorio del IGME, se han obtenido valores de recuperación muy altos, lo que se deduce que los minerales arcillosos recubren la superficie del mineral de interés y las burbujas impidiendo la adsorción del colector sobre los minerales de feldespatos. Por lo tanto, se concluye la necesidad de realizar un análisis exhaustivo de la arena de Costa Rica para definir un buen procedimiento de acondicionamiento previo a la flotación.

Teniendo en cuenta las conclusiones obtenidas, se proponen los siguientes trabajos futuros con objeto de mejorar y verificar el procedimiento de ensayo de circuito de flotación de diferentes arenas:

- En vista del efecto de la presencia de minerales arcillosos en la flotación, se propone profundizar en el estudio del efecto de estos minerales sobre la flotación y en caso de ser necesario, mejorar el proceso de lavado actual de las arenas para la eliminación completa de las impurezas que contiene la arena de Costa Rica.
- Se propone realizar el estudio del efecto que tienen las variables de flotación sobre todas las etapas que componen el circuito, con objeto de conseguir los valores de las variables nominales de cada etapa y obtener el máximo beneficio de las arenas. También, hacer un diseño de experimentos para planificar y reducir el número de ensayos.
- En lo que a futuros procedimientos para diferentes materias se refiere, para conseguir el máximo beneficio sería interesante, primero, realizar una detallada caracterización de la arena dada y determinar un procedimiento de preparación y acondicionamiento selectivo. Después, realizar diferentes ensayos de flotación primaria para conseguir los valores nominales de las variables de estudio. Seguido, realizar el mismo estudio para todas las etapas de flotación, y finalmente, determinar el número de flotaciones nominal que debe componer el circuito.

6. NOMENCLATURA

Abreviaturas

Va	Velocidad de agitación durante el acondicionamiento de la pulpa, rpm
Vf	Velocidad de agitación durante la flotación, rpm
C mod.	Concentración del reactivo modificador, g/t
C col.	Concentración del reactivo colector, g/t
C esp.	Concentración del reactivo espumante, g/t
ta	Tiempo de acondicionamiento, min

Acrónimos

DRX	Espectroscopia de difracción de rayos X
FRX	Espectroscopia de fluorescencia de rayos X
IGME	Instituto Geológico y Minero de España
PPC	Pérdida por calcinación

7. BIBLIOGRAFÍA

- Argüelles, A., Taboada, J., García, F., Araújo, M., 2013. Effect of flotation variables on feldspathic sand concentration. *Dyna rev.fac.nac.minas* 81. <http://dx.doi.org/10.15446/dyna.v81n183.36287>
- Bulatovic, S.M., 2007. *Handbook Flotation Reagents Chemistry, Theory and Practice Flotation of Sulfide Ores*. Petersborough, Ontario, Canada.
- Farrohhpay, S., Ndlovu, B., Bradshaw, D., 2013. The effect of phyllosilicate minerals on mineral processing industry. *International Journal of Mineral Processing* 125, 149–156. <https://doi.org/10.1016/j.minpro.2013.09.011>
- Farrokhpay, S., 2011. The significance of froth stability in mineral flotation. *International Journal of Mineral Processing* 166, 1–7. <https://doi.org/10.1016/j.cis.2011.03.001>
- Gaudin, A.M., 1922. *Flotation*, 2nd ed. McGraw-Hill, Nueva York.
- Gupta, A., Yan, D.S., 2006. , in: *Mineral Processing Design and Operation: An introduction*. Elsevier, Oxford, UK, pp. 555–603.
- Henwood, D., 1994. The effect of conditioning on froth flotation. Tesis para la Universidad de Cape Town, Sudáfrica.
- IGME, 1983. Ensayos de concentración en planta piloto de las arenas feldespáticas de Rio Piron (Segovia). Segovia. URL http://info.igme.es/SidPDF%5C006000%5C033%5C6033_0001.pdf
- Ives, K.J., 1984. *The Scientific Basis of Flotation, E: Applied Sciences*. Martinus Nijhoff Publishers, Cambridge, England.
- Larsen, E., Kleiv, R.A., 2016. Flotation of quartz from quartz-feldspar mixtures by the HF method 98, 49–51. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2016.07.021>
- Mberi, T., Mguni, L.L., Ntuli, F., 2018. Effect of frother and depressant interaction on flotation of Great Dyke PGM ore. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy* 118, 65–69. <http://dx.doi.org/10.17159/2411-9717/2018/v118n1a8>
- Morar, S.H., Hatfield, D.P., Barbian, N., Bradshaw, D.J., Cilliers, J.J., Triffet, B., 2006. A comparison of flotation froth stability measurements and their use in the prediction of concentrate grade. Presented at the Proceedings of the XXIII International Mineral Processing Congress, Istanbul, Turkey.
- Neira Arenas, G., Cañas, L.A., 2007. Procedimiento para medir ángulos de contacto en sólidos particulados finos. *Scientia et Technica* 4, 833–838.
- Pereira Lima, N., Peres, A.E., Aparecida, T., 2018. Comparative evaluation between mechanical and pneumatic cells for quartz flotation in the iron ore industry. *Mining Mineracao* 71, 437–442. <http://dx.doi.org/10.1590/0370-44672016710179>
- Sekulić, Z., Canic, N., Bartulovic, Z., Dakovic, A., 2004. Application of different collectors in the flotation concentration of feldspar, mica and quartz sand. *Minerals engineering* 17, 77–80. <https://doi.org/10.1016/j.mineng.2003.10.004>
- Sepulveda, G.F., Avilez, D.A.V., 2014. Planteamiento minero como función de la variación de la ley de corte crítica. *Boletín Ciencias de la Tierra* 25–30. <https://doi.org/10.15446/rbct.n35.34650>

- Sutulov, A., 1963. Flotación de minerales. Universidad de Concepción, Chile.
- Wills, B.A., Finch, J., 2016. , in: Wills Mineral Processing Technology: An Introduction to the Pratical Aspects of Ore Treatment and Mineral Recovery. Elsevier, Oxford, UK, pp. 265–380.
- Zapata Velázquez, M.A., Zapata Velázquez., J., 2004. Desarrollo de dos nuevos prototipos de celdas de flotación. Revista Metalúrgica 25, 22-29.

8. ANEXOS

RESULTADOS Y CÁLCULOS DE LOS ENSAYOS DE ESTUDIO DEL EFECTO DE LAS VARIABLES DE OPERACIÓN Y CIRCUITOS DE FLOTACIÓN

Tabla 1. Balance global de los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo modificador (E_m).

Corrientes E_m	Masa (g)	Masa (%)
Flotado E_{m1}	226.99	45.34
Hundido E_{m1}	268.51	53.64
Pérdidas	5.09	1.02
Total	500.59	100
Flotado E_{m2}	226.65	45.18
Hundido E_{m2}	273.50	54.52
Pérdidas	1.54	0.31
Total	501.69	100
Flotado E_{m3}	190.94	38.13
Hundido E_{m3}	306.62	61.23
Pérdidas	3.24	0.65
Total	500.80	100
Flotado E_{m4}	189.77	37.87
Hundido E_{m4}	307.93	61.45
Pérdidas	3.42	0.68
Total	501.12	100

Tabla 2. Mineralogía de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo modificador (E_m).

Mineralogía corriente hundida E_m	Mineralogía hundido E_{m1} (%)	Mineralogía hundido E_{m2} (%)	Mineralogía hundido E_{m3} (%)	Mineralogía hundido E_{m4} (%)
Feldespato potásico	5.56	6.72	14.83	16.32
Feldespato sódico	0.34	1.31	0.93	0.43
Total feldespatos	5.90	8.04	15.76	16.75
Cuarzo	94.10	91.96	84.24	83.25

Tabla 3. Análisis químicos de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo modificador (E_m).

Corriente hundida E_m	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
E_{m1}	97.51	1.30	0.02	LD	0.15	LD	0.04	0.94	0.03	LD
E_{m2}	97.08	1.45	0.02	LD	0.12	LD	0.16	1.14	0.03	LD
E_{m3}	95.63	1.58	0.02	LD	0.11	LD	0.11	2.51	0.03	0.01
E_{m4}	95.49	1.63	0.02	LD	0.02	LD	0.05	2.76	0.03	LD

*LD = límite de detección

Tabla 4. Balance global de los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo colector (E_c).

Corrientes E_c	Masa (g)	Masa (%)
Flotado E_{c1}	193.78	38.64
Hundido E_{c1}	303.39	60.50
Pérdidas	4.3	0.86
Total	501.47	100
Flotado E_{c2}	226.65	45.18
Hundido E_{c2}	273.50	54.52
Pérdidas	1.54	0.31
Total	501.69	100
Flotado E_{c3}	180.01	35.95
Hundido E_{c3}	317.88	63.48
Pérdidas	2.9	0.58
Total	500.79	100
Flotado E_{c4}	204.35	40.75
Hundido E_{c4}	295.65	58.95
Pérdidas	1.53	0.31
Total	501.53	100

Tabla 5. Mineralogía de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo colector (E_c).

Mineralogía corriente hundida E_c	Mineralogía hundido E_{c1} (%)	Mineralogía hundido E_{c2} (%)	Mineralogía hundido E_{c3} (%)	Mineralogía hundido E_{c4} (%)
Feldespatos potásico	13.96	6.72	17.35	14.78
Feldespatos sódico	0.52	1.31	0.85	0.59
Total feldespatos	14.48	8.04	18.20	15.34
Cuarzo	85.52	91.96	81.80	84.66

Tabla 6. Análisis químicos de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo colector (E_c).

Corriente hundida E_c	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
E_{c1}	94.54	2.94	0.03	LD	0.02	0.01	0.06	2.36	0.03	0.01
E_{c2}	97.08	1.45	0.02	LD	0.12	LD	0.16	1.14	0.03	LD
E_{c3}	93.06	3.81	0.03	LD	LD	0.01	0.10	2.94	0.04	0.02
E_{c4}	94.65	2.57	0.02	LD	0.13	0.01	0.07	2.50	0.03	0.01

*LD = límite de detección

Tabla 7. Balance global de los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo espumante (E_e).

Corrientes E_e	Masa (g)	Masa (%)
Flotado E_e1	186.91	37.38
Hundido E_e1	309.35	61.86
Pérdidas	3.81	0.76
Total	500.07	100
Flotado E_e2	168.34	33.63
Hundido E_e2	323.79	64.68
Pérdidas	1.69	0.34
Total	500.59	100
Flotado E_e3	217.67	43.53
Hundido E_e3	278.34	55.66
Pérdidas	4.07	0.81
Total	500.08	100
Flotado E_e4	229.3	45.71
Hundido E_e4	266.78	53.18
Pérdidas	5.6	1.12
Total	501.68	100

Tabla 8. Mineralogía de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo espumante (E_e).

Mineralogía corriente hundida E_e	Mineralogía hundido E_e1 (%)	Mineralogía hundido E_e2 (%)	Mineralogía hundido E_e3 (%)	Mineralogía hundido E_e4 (%)
Feldespatos potásico	17.95	17.02	9.82	5.65
Feldespatos sódico	0.69	1.62	0.52	0.26
Total feldespatos	18.64	18.64	10.34	5.91
Cuarzo	81.36	84.22	89.66	94.09

Tabla 9. Análisis químicos de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes concentraciones del reactivo espumante (E_e).

Corriente hundida E_e	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	P2O5 (%)
E_e1	91.57	5.18	0.05	LD	0.01	0.01	0.08	3.04	0.04	0.02
E_e2	91.89	4.80	0.11	LD	0.07	0.01	0.19	2.88	0.03	0.02
E_e3	95.94	2.14	0.03	LD	0.11	0.01	0.06	1.66	0.03	0.01
E_e4	97.68	1.22	0.02	LD	0.04	0.01	0.03	0.96	0.04	LD

*LD = límite de detección

Tabla 10. Balance global de los ensayos de flotación realizados a diferentes tiempos de acondicionamiento (E_t).

Corrientes E_t	Masa (g)	Masa (%)
Flotado E_t1	234.09	46.68
Hundido E_t1	264.64	52.77
Pérdidas	2.73	0.54
Total	501.46	100
Flotado E_t2	226.65	45.18
Hundido E_t2	273.50	54.52
Pérdidas	1.54	0.31
Total	501.69	100
Flotado E_t3	185	43.53
Hundido E_t3	311.35	55.66
Pérdidas	4.32	0.81
Total	500.67	100
Flotado E_t4	176.11	35.16
Hundido E_t4	321.79	64.24
Pérdidas	3.02	0.60
Total	500.92	100

Tabla 11. Mineralogía de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes tiempos de acondicionamiento (E_t).

Mineralogía corriente hundida E_t	Mineralogía hundido E_t1 (%)	Mineralogía hundido E_t2 (%)	Mineralogía hundido E_t3 (%)	Mineralogía hundido E_t4 (%)
Feldespato potásico	6.47	6.72	15.73	18.73
Feldespato sódico	0.27	1.31	0.68	1.05
Total feldespatos	6.74	8.04	16.41	19.78
Cuarzo	93.26	91.96	83.59	80.22

Tabla 12. Análisis químicos de las corrientes hundidas obtenidas en los ensayos de flotación realizados a diferentes tiempos de acondicionamiento (E_t).

Corriente hundida E_t	SiO2 (%)	Al2O3 (%)	Fe2O3t (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na2O (%)	K2O (%)	TiO2 (%)	P2O5 (%)
E_t1	96.89	1.73	0.05	LD	0.15	LD	0.03	1.10	0.03	0.01
E_t2	97.08	1.45	0.02	LD	0.12	LD	0.16	1.14	0.03	LD
E_t3	93.65	3.35	0.20	LD	LD	0.01	0.08	2.66	0.04	0.01
E_t4	92.59	3.93	0.02	LD	0.08	0.01	0.12	3.17	0.04	0.03

*LD = límite de detección

Tabla 13. Análisis químicos de la corriente hundida obtenida en la tercera flotación del circuito C1.

Corriente C1	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Hundido C1-3	99.79	0.11	0.03	LD	LD	0.01	LD	0.04	0.02	LD

*LD = límite de detección

Tabla 14. Mineralogía de la corriente hundida obtenida en la tercera flotación del circuito C1.

Corriente hundida C1-3	Mineralogía (%)
Feldespato potásico	0.25
Feldespato sódico	0.00
Total feldespatos	0.25
Cuarzo	99.75

Tabla 15. Análisis químicos de la corriente hundida obtenida en la tercera flotación del circuito C2.

Corriente C2	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O _{3t} (%)	MnO (%)	MgO (%)	CaO (%)	Na ₂ O (%)	K ₂ O (%)	TiO ₂ (%)	P ₂ O ₅ (%)
Hundido C2-3	99.85	0.08	0.01	LD	LD	LD	LD	0.02	0.03	LD

*LD = límite de detección

Tabla 16. Mineralogía de la corriente hundida obtenida en la tercera flotación del circuito C2.

Corriente hundida C2-3	Mineralogía (%)
Feldespato potásico	0.12
Feldespato sódico	0.00
Total feldespatos	0.12
Cuarzo	99.88