
Estudio para la concentración por espumas de mineral de Plata

Study for the concentration of silver ore foams

Jorge Emilio Ricardo Yaya Lévano
jeryl221@hotmail.com – Universidad María Auxiliadora, Lima
<https://orcid.org/0000-0002-3760-9739>

Freddy Martin Marrero Saucedo
fmarrero@unaj.edu.pe – Universidad Nacional de Huancavelica
<https://orcid.org/0000-0003-4610-158X>

Recibido el 09/03/21 | Aceptado el 19/04/21
DOI: <https://doi.org/10.47190/nric.v3i3.5>

Resumen

El presente estudio se realizó con la finalidad de obtener concentrado de plata empleando la flotación por espumas de un mineral complejo de plata, plomo, cobre y hierro, la muestra estuvo conformada por 200 Kg de mineral proveniente de mina, el método empleado se encuentra enmarcado en el enfoque cuantitativo, de diseño experimental de tipo aplicado, para el desarrollo del estudio se realizaron una serie de seis pruebas con diseños de flotación de una, dos y tres etapas de flotación cleaner, además, se utilizaron diferentes cantidades de reactivos de flotación en diferentes períodos, el resultado obtenido fue recuperar plata en un sistema de flotación de tres etapas cleaner con las siguientes recuperaciones de Ag en concentrado cleaner de 28.34% con una ley de 96.478 onz/t, medios III 16.00% con una ley de 66.276, medios II un 10.43% con una ley de 21.151 onz/t, medios I un 22.74% con una ley de 11.949 onz/t, concentrado rougher 77.51% con una ley de 30.432onz/t, y relave un 22.49%, con las siguientes características 103.5 minutos como tiempo de flotación y el consumo total de reactivos fue de 1655 g (tm de metabisulfito de sodio, 178 g/tm de NaCN, 3076 g/tm de CaO, A-3894 90 g/tm, A-404 67 g/tm, Z-11 30 g/tm, MIBC/Oreper 35 g/tm, Silicato de sodio 500 g/tm, NaSH 80 g/tm, con un total de 105.3 min de flotación y pH 11.5. El diseño de flotación con el que obtuvo buenos resultados fue el de tres etapas de flotación cleaner.

Palabras claves: *Flotación de mineral de plata, flotación de sulfuros de plata, Recuperación de argentita, flotación de minerales complejos.*

Abstract

The present study was carried out in order to obtain silver concentrate using foam flotation of a complex mineral of silver, pommel, copper and iron, the sample consisted of 200 Kg of mineral from the mine, the method used is found framed in the quantitative approach, of applied experimental design, for the development of the study, a series of six tests were carried out with flotation designs of one, two and three stages of cleaner flotation, in addition, different amounts of flotation reagents were used and different periods, the result obtained was to recover silver in a three-stage cliner flotation system with the following recoveries of Ag in cleaner concentrate of 28.34% with a grade of 96.478 oz / t, III means 16.00% with a grade of 66.276, media II 10.43% grading 21.151 oz / t, media I 22.74% grading 11.949 oz / t, rougher concentrate 77.51% grading 30.432oz / t, and tailings 22.4 9%, with the following characteristics 103.5 minutes as float time and the total reagent consumption was 1655 g (tm of sodium metabisulfite, 178 g / tm of NaCN, 3076 g / tm of CaO, A-3894 90 g / tm, A- 404 67 g / tm, Z-11 30 g / tm, MIBC / Oreper 35 g / tm, Sodium silicate 500 g / tm, NaSH 80 g / tm, with a total of 105.3 min of flotation and pH 11.5. The flotation design with which it obtained good results was the three-stage flotation cleaner.

Keywords: *Silver ore flotation, silver sulphide flotation, Argentite recovery, complex mineral flotation.*

Introducción

El proceso de concentración por espumas, es una etapa intermedia en el beneficio de minerales, consiste en un tratamiento químico a una pulpa mineral con la finalidad de crear condiciones favorables para integrar ciertas partículas minerales a las burbujas de aire generadas, emergiendo a la superficie con el mineral seleccionado, quedando en la pulpa otros minerales formando parte de las colas o relaves.

Durante este proceso se incrementa la concentración del mineral valioso y se elimina los minerales no valiosos, que de recuperarlos generaría costos demasiados elevados, motivo por el cual son eliminados como gangas, junto con los minerales cuya presencia son negativas en la etapa siguiente,

La flotación por espumas se fundamenta en las propiedades físico químicas de los minerales, así, como la adsorción del agua por las partículas minerales, o propiedad hidrofílicas y los que no absorben agua, los llamados hidrófobos (Bustamante, Gaviria y Restrepo 2007)

Las propiedades químicas incluyen las reacciones que se presentan entre las interfaces, en las que intervienen los reactivos químicos empleados para la flotación, tales como colectores, activadores, depresores espumantes y reguladores del medio (Artica y Rojas 2015), además, la química del agua, la química de los minerales, y la química del aire que contiene la fase gaseosa (Vila 2011).

Las propiedades físicas que intervienen en el proceso se encuentran relacionados a los factores mecánicos de los equipos, como los diseños de celdas, hidrodinámica, configuración del banco y configuración de operaciones (Carbajal y Velasco 2015) y los factores operacionales como el flujo de operaciones, granulometría del mineral, liberación del mineral, problemas de lamas, extracción de los productos, entre otros (Ramos y Orihuela 2017).

La presencia de esta diversidad de variables, permite que el proceso de flotación por espumas sea difícil de operar y un cambio que se realice, generaría consecuencias en el proceso como modificaciones en el sistema y por lo tanto en los indicadores metalúrgicos esperados, lo que originaría nuevas condiciones de trabajo.

Por lo general en la flotación por espumas los cambios más frecuentes se muestran en los equipos, en los reajustes de los reactivos de flotación, así como los operativos, a fin de obtener buenos resultados en el producto, esto debido a las variaciones que se presentan en el mineral, así podemos mencionar el pH que origina variaciones en los reactivos y algunas veces en el sistema (Higidio 2017).

La flotación selectiva es la adsorción selectiva de un tensoactivo, de tal manera que se produce una aglomeración selectiva de un mineral o de varios minerales, cuya partícula mineral va de entre 41.0 y 1.0 μm de tamaño y coloidales de tamaño menor a 1.0 μm . En cada uno de los casos el tensoactivo es un polímero y si es un ión complejo orgánico se conoce como coagulación selectiva, (Bustamante, Gaviria y

Restrepo 2007), así, el mineral complejo es aquel que contiene uno o varios minerales de interés para su recuperación, presentando problemas en la liberación y separación individual de sus componentes, por lo que es conveniente realizar una flotación selectiva (Colqui 2017), que comprende el tratamiento químico de una pulpa de mineral, a fin de crear condiciones favorables para la adhesión de ciertas partículas minerales a las burbujas de aire (Aramburú 2000). Para conseguir estas condiciones, es necesario el uso de reactivos químicos, estos se encuentran denominados, colectores, activadores, depresores, y modificadores, jugando un rol muy importante en el proceso de flotación al inducir e inhibir la hidrofobicidad de las partículas, otorgándoles estabilidad a la espuma formada, a través del reactivo espumante (Vila 2011), cuya función es muy especial al reducir la tensión superficial de la interfase líquido gas, permitiendo así la formación de espumas, y dificultar la coalescencia estabilizando el tamaño de espumas (Orozco 2012) y regulador de pH, tiene por finalidad de alcanzar la alcalinidad deseada o disminuir el grado de acidez de una pulpa, permitiendo las condiciones óptimas para la recuperación del mineral (Suca 2017).

En este sentido y bajo estas condiciones, la flotación por espumas forma parte importante del proceso de concentración de minerales, al colectar el mineral valioso, que se ve reflejado en el rendimiento metalúrgico del proceso, esto es en la recuperación del material y en la calidad del producto (Bustamante, Gaviria y Restrepo 2007).

Para la realización de un proceso de flotación por espumas, es conveniente realizar el diseño de las etapas, siguiendo siempre la secuencia de las etapas que comprende, que van desde la preparación del mineral, el acondicionamiento de la pulpa y la flotación, partiendo de lo convencional hasta lo experimental, por lo general, el sistema siempre se encuentra relacionado al tipo de mineral que se va a flotar, priorizando las características del mineral y la ley de cabeza, teniendo en cuenta la concentración y recuperación del producto a obtener.

Con fines de separar los minerales valiosos uno del otro y de la ganga, el proceso se inicia con la etapa de molienda, en la que se alcanza el tamaño de partícula muy fina, para luego entrar a la etapa de acondicionamiento, para conseguir la adhesión de los minerales valiosos a las burbujas de aire, pasando luego a la siguiente etapa en la que se crea las burbujas a través de una corriente de aire, hasta conseguir espumas cargadas de mineral valioso adherido a las burbujas, que sería la última etapa.

Estas etapas corresponden al proceso convencional de flotación, sin embargo asumimos la parte experimental desde el momento en que se inicia el proceso, con la determinación de la granulometría para la flotación, la molienda con los reactivos convenientes, (Castro 2005) la etapa de acondicionamiento con la adición de los reactivos necesarios, en la que se consideran las proporciones adecuadas según el tipo de mineral a recuperar, el tiempo de acondicionamiento (Dance 2017), y (Colqui 2017) luego, ya en la etapa de flotación, si es que se requiere la adición de reactivos, tanto en la flotación

rougher como en la flotación cleaner, y el tratamiento posterior del relave para una flotación scavenger. (Ramos y Orihuela 2017). En la etapa de flotación cleaner se establecen las cantidades pertinentes de esta hasta obtener el producto con la concentración deseada y la recuperación óptima (Higidio 2018)

Para conseguir resultados óptimos en la flotación es conveniente que en la molienda se logre separar el mineral valioso de la ganga (Artica y Rojas 2015). La producción de burbujas se consigue en la celda de flotación, mediante la agitación de la pulpa o inyección de aire a presión (Salcedo 2015), además, en el desarrollo de la flotación, y la adición de reactivos específicos, que permiten aprovechar minerales de baja ley, obteniendo concentrados de ley aceptable para la comercialización.

En este caso particular, la flotación de sulfuros se caracteriza por que las partículas minerales hidrofóbicas, permiten que se obtenga buena flotabilidad, sin embargo, se ve afectada de manera negativa cuando existe oxidación superficial o no existe presencia de lamas (Azañero, Núñez, Figueroa, León, Bazán y Choy 2012), así, la flotación es efectiva en presencia de colectores sulfhídricos, que ayuda a la adhesión a la partícula mineral (Ríos 2018)

En el caso de la argentita que es un mineral sulfurado de fórmula Ag_2S , por lo general la encontramos con una ley de 87.1 % de plata, y casi siempre se encuentra acompañada de plomo PbS y muchas veces oro, también es usual encontrarla acompañada de sulfuros de hierro como la pirita FeS_2 v de hierro y cobre como la calcopirita $CuFeS_2$ (L.

En el caso de plata nativa, es necesario tener en cuenta que se encuentra acompañada de oro, aunque en menor proporción, siendo la presencia más abundante la plata, dependiendo de la característica del mineral, en el sulfuro de plata por lo general se presenta como galena y la argentita siempre acompañada de mineral de plomo en proporción de 1:1000.

Se han realizado diversos estudios sobre la recuperación de plata, así en la flotación de mineral de plata refractaria con contenido de manganeso, se recupera un producto de plata asociada a galena y esfalerita (Romero 2014), en el caso, de minerales oro y plata se realizan diversos tratamientos con buenos porcentajes de recuperación, realizando procesos recuperación selectiva (Aramburú, Núñez, Azañero, Fernández, Gagliuffi, Avilés, Acosta, Portocarrero (2007), así mismo, en el caso de mineral de plata y plomo, tratados mediante una flotación bulk, son tratados a pH ácidos y se obtiene buenas recuperaciones con concentraciones de Pb y Ag aceptables (Yaya2020), o los que han recuperado plata empleando métodos de lixiviación clorurante, obteniendo recuperaciones que van a depender del mineral de cabeza (Aramburú 2000), También, el desarrollado para minerales complejos, en los que van a depender de las características del mineral y del tipo de reactivos que se utilice (Ríos 2018).

Por lo general podemos considerar que el mineral argentífero es un complejo por la presencia de otros minerales que lo acompañan, así tenemos en el caso de estudio, el análisis fisicoquímico de muestra

determinó que este se encuentra asociado a mineral de cobre, plomo y hierro, cuya presencia aunque en menor proporción, dificulta el proceso de flotación por espumas y predispone la fase experimental para determinar los reactivos a emplear y la dosificación respectiva, así como los puntos de adición para obtener un concentrado con una buena ley y una buena recuperación, minimizando la presencia del cobre, plomo y hierro. Además permite diseñar el sistema de flotación cleaner Azañero et al 2002).

Otros estudios relacionados a la recuperación de la plata, van a depender de las distintas fracciones en que se encuentra el mineral, las distintas fracciones que nos indica que, además, de la argentita, hay otras especies químicas que llevan plata, como la argentita, confirman la presencia de otros minerales.

Existen estudios de la recuperación del concentrado de plata y plomo el cual demuestra que la recuperación del plomo alcanza hasta un 80%, y 50 % de recuperación de plata. Este resultado es un indicador, que confirma la idea que el proceso de flotación va a depender de la mineralogía de la mena, además nos permite poner en consideración los reactivos que se deben utilizar para el proceso, y sobre todo tener en cuenta la recuperación y concentración de la plata.(Lóez 2004).

De acuerdo a estas características y condiciones, es que se realiza estudios previos de los reactivos colectores, activadores, depresores y espumantes para el tratamiento de este tipo de mineral, regulador de pH, teniendo en cuenta, que la recuperación debe ser el mineral de plata y que se debe deprimir el mineral de cobre, plomo y hierro y que la presencia de estos últimos en el concentrado debe ser mínima (Vila 2011). Debido a estas características del mineral es que considera prioritario el diseño del proceso de flotación para la fase experimental, es decir partiendo del proceso convencional, determinando el tratamiento de flotación al producto obtenido de la flotación rougher con una, dos o tres etapas de flotación cleaner, teniendo como base la recuperación que se obtiene y la ley óptima requerida para la comercialización del producto.

Proceso de flotación para mineral argentífero complejo.

El proceso de beneficio de minerales argentíferos, va a depender de los minerales que se encuentren acompañando a la plata, para su posterior tratamiento, este se inicia con el análisis fisicoquímico de una muestra proveniente de la mina, determinando la presencia de minerales asociados y su respectiva ley del mineral, una vez obtenido los resultados pasamos a realizar el análisis de granulometría, para esta parte del proceso el mineral ha pasado la etapa de molienda para conseguir la liberación del mineral valioso de la ganga y el tamaño de partícula óptima para el proceso de flotación por espumas, en que se pueda adherir la partícula mineral a la burbuja de aire, que de acuerdo a la serie Teylor es de - 400 mallas, pasando luego la pulpa obtenida al tanque de acondicionamiento, en la que se trata con los reactivos metabisulfito de sodio, cianuro de sodio, A - 404, , A- 3879, hidrosulfuro de

sodio, MIBC, y z -11 y cal por los períodos respectivos, para pasar esta pulpa al flotación rougher con la adición de los reactivos necesarios, recirculando las colas obtenidas al tanque de acondicionamiento y el producto de esta etapa, el concentrado rougher a la etapa de flotación cleaner, según la prueba respectiva se es con una flotación cleaner, dos flotación cleaner o tres flotación cleaner, pasando las colas de los procesos intermedios de dos y tres a los tanques de medios y de la última flotación Cleaner, según sea la prueba que se esté realizando pasarán las colas a los relaves. El producto obtenido de la flotación cleaner dos o Tres es concentrado de plata que pasa al laboratorio para la determinación de la concentración respectiva – Ley del mineral –, contenido metálico y el porcentaje de recuperación obtenido.

Las etapas de dos flotación cleaner y tres flotación cleaner, se encuentran establecidas en el diseño del sistema de flotación, y se realiza con la finalidad de obtener una mayor concentración del mineral.

Material y Método

El estudio se centra en los parámetros de la investigación aplicada y diseño experimental. (Hernández, Fernández, Baptista 20014). La muestra estuvo constituida por 200 kg de mineral de plata, extraído de mina.

Procedimiento

Determinación de la composición química del mineral de cabeza

El mineral argentífero empleado para el estudio experimental es de características complejas ya que en un análisis mineralógico realizado a una muestra se determinó en su composición la presencia de mineral de plata, cobre, fierro, plomo y óxidos de

cobre, cuya composición y ley de cabeza se puede apreciar en la siguiente tabla.

Tabla 1
Análisis mineralógico del mineral argentífero de cabeza

Mineral	Ley de cabeza
Ag (oz/t)	12.26
Cu (%)	0.253
Fe (%)	3.012
Pb (%)	0.953
CuOx (%)	1.298

La Tabla 1, observamos los resultados del el análisis mineralógico de la muestra del mineral argentífero, cuya composición y ley de cabeza es; Ag 11.46oz/t, Cu 0.253%, Fe 3.012%, Pb 0.953% y CuO_x 1.298%. La presencia de estos minerales se encuentran en forma de pirita FeS₂, calcopirita CuFeS₂, blenda PbS, Argentita Ag₂S, malaquita Cu₂CO₃(OH)₂ y cuarzo SiO₂.

Determinación de los reactivos a emplear para la concentración por espumas

Para el proceso de concentración por espumas de mineral argentífero con las características expuestas anteriormente se utilizaron los reactivos CaO como regulador de pH, metabisulfito de sodio como depresor del cobre y pirita, NaCN como depresor del cobre, plomo, fierro y sulfuros, A – 3894 como de la alcopirita, el A – 404 como colector del mineral de plomo, Xantato Z – 11 como colector de plomo, Silicato de sodio como depresor y dispersante de minerales silíceos en el proceso de flotación de molibdeno a escala de laboratorio. De los reactivos se realizó en proporciones diferentes en las seis pruebas realizadas con la finalidad de determinar el consumo adecuado y la concentración óptima.

A continuación se muestran las proporciones adicionadas en las pruebas 5 y 6, en las que se obtuvieron buenos resultados en la concentración del mineral.

Tabla 2
Dosificación de reactivos de molienda y flotación –en la prueba 5

Etapas	METABS	NaCN	Cal	A-32379	A-404	Z-11	MIBC/OREPR	MN250	NaSH	318	pH	min
Molienda	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	25.0
Acondicionamiento	1260	75	2380	47	19	-	19	500	-	-	11.00	15.0
Flot. Rougher I	---	---	---	-	-	-	-	-	-	-	11.00	10.0
Flot. Rougher II	260	25	-	26	31	42	21	250	55	-	11.00	15.0
Remolienda	200	55	1410	-	-	-	-	-	75	-	-	20.0
Cleaner I	---	---	-	55	31	30	10	250	---	-	12.00	5.0
Cleaner II	-	-	600	-	-	-	-	-	-	-	12.00	5.0
Total	1720	155	4390	128	81	72	50	1000	130	0	12.00	95.0

La muestra fue pasada a la etapa de molienda por un período de 25 minutos, luego fue pasada a la etapa de acondicionamiento durante 15 minutos y a pH = 11, adicionándole los reactivos metabisulfito de sodio 1260 g/tm, NaCN 75 g/tm, CaO 4380 g/tm, A-3894 47 g/tm, A-104 19 g/tm, MIBC/Orper 19 g/tm, Min250 500 g/tm. La primera flotación rougher se realizó a pH 11 por un período de 10 minutos, la segunda flotación rougher también se realizó a pH 11 y por un período de 15 minutos con la adición de los reactivos metabisulfato de sodio 260 g/tm, NaCN 25 g/tm, A-3894 26 g/tm, A-404 31 g/tm, Z-11 42 g/tm, MIBC/Orper 21 g/tm, Min250 250 gr/tm, NaSH 55 g/tm. Luego la etapa de remolienda durante 20 minutos en la que se adicionan los reactivos metabisulfato de sodio 200 g/tm, NaCN 55 g/tm, CaO 410 g/tm, NaSH 75 g/tm. La primera limpieza flotación cleaner se realizó a pH 11.5 donde se agregaron los reactivos A-3894 55 g/tm g/tm, A-404 31 g/tm, Z-11 30g/tm, MIBC/Orper 10 gr/tm, Min250 250 g/tm. En la segunda etapa de limpieza cleaner II se adiciona CaO 600 g/tm durante 5 min a pH 12.

El tiempo total del proceso fue 98 minutos y con un consumo total de metabisulfito de sodio 1720 g/tm, NaCN 155 g/tm, Cao 4390 g/tm, A-3894 128 g/tm, A404 81 g/tm, Z-11 72 g/tm, MIBC/Orper 50 g/tm, Min100 1000g/tm, NasH 130 g/tm, con un periodo de flotación de 95 y pH 12.

Tabla 3
Dosificación de reactivos de molienda y flotación en la prueba 6

Etapa	METABS	NaCN	Cal	A-3804	A-404	Z-11	MIBC/OREPR	Sil. Na	NaSH	MIN	pH	min
Molienda	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	20.0
Acondicioamiento	1255	76	1553	55	35	-	35	300	-	-	10.50	10.0
Flot. Rougher I	---	---	-	-	-	-	-	-	-	-	10.50	10.0
Flot. Rougher II	200	26	18	-	16	30	-	200	55	-	10.50	10.0
Remolienda	200	76	1465	-	-	-	-	-	25	-	-10.5	40.0
Cleaner I	---	-----	-	35	16	30	-	-	---	-50	11.50	6.3
Cleaner II	-	-	40	-	-	-	-	-	-	-	11.50	5.0
Cleaner III	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	11.50	4.0
Total	1655	178	3076	90	67	30	35	500	80	-50	-11.5	105.3

La etapa de molienda se realizó durante 20 minutos, la siguiente etapa de acondicionamiento se realizó por un período de 10 minutos y a pH 10.5, adicionando los siguientes reactivos metabisulfito de NA 1255 g/tm, NaCN 76 g/tm, CaO 1553 g/tm, A-3894 55 g/tm, A-404 35 g/tm, MIBC/Orper 35 g/tm, Silicato de sodio 300 g/tm, . La primera flotación rougher se realizó a pH 10.5 durante un período de 10 minutos. La segunda flotación rougher se realizó a pH 10.5 durante un período de 10 minutos, adicionando los siguientes reactivos metabisulfito de sodio 200 gr/tm, NaCN 26 g/tm, CaO 18 g/tm, A-404 16 g/tm, Z-11 30 g/tm, Silicato de sodio 200g/tm, NaSH 55 g/tm. La remolienda se realizó durante 40 minutos adicionando los siguientes reactivos, metabisulfato de sodio 200 g/tm, NaCN 76 g/tm, CaO 465 g/tm, NaSH 25 g/tm. La primera limpieza de flotación cleaner se realizó a pH 11.5 durante un período de 6.3 minutos, adicionando los reactivos A-6894 35 g/tm, A-404 16 g/tm, MIN 30 g/tm. La segunda limpieza flotación Cleaner II se adicionó CaO 40 g/tm, durante 5 minutos a un pH 11.5. La tercera limpieza flotación cleaner III se realizó durante 4 minutos a pH 11.5.

El tiempo total del proceso fue de 103.5 minutos y el consumo total de reactivos fue de 1655 g/tm de metabisulfito de sodio, 178 g/tm de NaCN, 3076 g/tm de CaO, A-3894 90 g/tm, A-404 67 g/tm, Z-11 30 g/tm, MIBC/Oreper 35 g/tm, Silicato de sodio 500 g/tm, NaSH 80 g/tm, con un total de 105.3 min de flotación y pH 11.5.

Diseño del proceso de Concentración por espumas

El proceso de concentración por espumas, convencionalmente llamado flotación por espumas, fue el convencional, pero con la finalidad de optimizar la concentración del mineral y obtener buenos resultados en el producto, como buena ley y buena recuperación, se realizaron dos diseños, uno con dos etapas de flotación cleaner y el otro con tres etapas de flotación cleaner, cuyos diagramas se detallan a continuación.

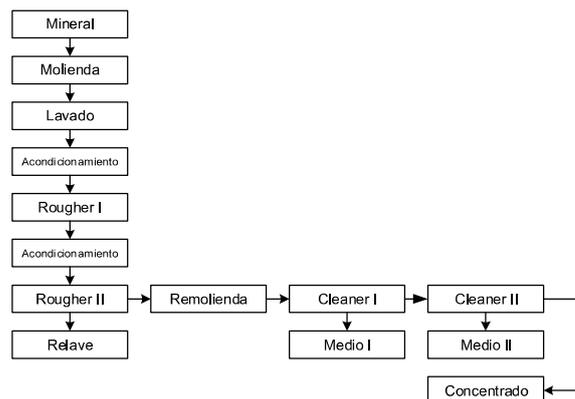


Figura 1. Diseño del proceso de flotación para la prueba N° 5

De acuerdo a la figura 1, se diseñó el procedimiento para la flotación de la prueba N° 5 con los siguientes pasos: el mineral pasa a la molienda, luego es lavado para pasar al acondicionamiento donde se agregan los reactivos de flotación para pasar luego, a la primera flotación rougher, pasando luego a otro acondicionamiento con la adición de algunos reactivos, para seguir con la segunda flotación rougher pasando el producto a la flotación cleaner y el residual es el relave. El producto de la flotación rougher II pasa a la primera flotación cleaner, y luego a la segunda flotación cleaner, del cual obtenemos el producto final, el concentrado, constituyendo el residual de la flotación cleaner I y II los medios.

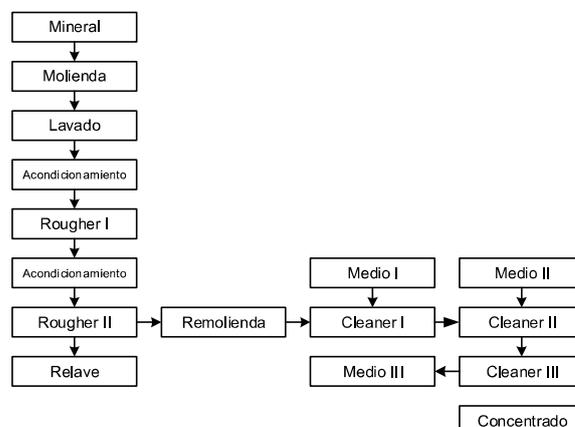


Figura 2. Diseño del proceso de flotación para la prueba N° 6

De acuerdo a la figura 2, se diseñó el procedimiento para la flotación de la prueba N° 5 con los siguientes pasos: el mineral pasa a la molienda, luego es lavado para pasar al acondicionamiento donde se agregan los reactivos de flotación para pasar luego, a la primera flotación rougher, pasando luego a otro acondicionamiento con la adición de algunos reactivos, para seguir con la segunda flotación rougher pasando el producto a una remolienda y el residual es el relave. En la remolienda se adicionan algunos reactivos para pasar a la flotación cleaner. El producto de la flotación rougher II pasa a la primera

flotación cleaner, luego a la segunda flotación cleaner y por último a la tercera flotación cleaner, del cual obtenemos el producto final, el concentrado, constituyendo el residual de la flotación cleaner II y III los medios.

Resultados

A continuación se muestran las tablas 4 y 5 ,los resultados obtenidos en las pruebas de flotación 5 y 6, con información relacionada a la recuperación de plata y los minerales asociados con sus respectivas leyes.

Tabla 4
Balance metalúrgico de la concentración por espumas de la prueba 5

Producto	Peso		LEy				Contenido metálico				Recuperación			
	kg	%	Ag Onz/t	Cu %	Fe %	Pb Onz/t	Ag %	Cu %	Fe %	Pb %	Ag %	Cu %	Fe %	Pb %
Conc Cl	47.80	4.81	69.125	1.597	23.871	3192.6	0.742	10.61	2.247	0.314	31.44	3.36	27.75	37.29
Medio II	45.20	4.55	30.121	0.762	25.761	1375.6	0.364	10.65	1.444	0.201	15.42	3.35	17.83	23.87
Medio I	48.60	4.88	18.513	0.537	28.991	938.3	0.241	11.02	1.138	0.125	10.21	3.46	14.05	14.85
Conc Ro	141.60	14.24	40.767	0.985	25.498	5506.5	1.347	32.28	4.829	0.640	57.08	10.14	59.64	76.01
Relave	852.70	86.76	6.191	0.118	32.721	6119.0	1.013	286.08	3.268	0.202	42.92	89.86	40.36	23.99
Cab cal	994.30	100.00	12.221	0.253	31.711	11625.5	2.360	318.36	8.097	0.842	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab hall			12.309	0.249	32.995	0.974								

De acuerdo a la información del balance metalúrgico de la Tabla N° 4, para un diseño de flotación con dos flotaciones cleaner, se obtiene un concentrado de plata con una recuperación del Ag de 27.17.46% con una ley de 69.125 onz/t, medio II en un 11.83% con una ley de 30.121 onz/t, medios I un 8.07% con una ley de 18.513 onz/t, además, 3.36% de Cu, 2.75% de Fe, y 37.29% de Pb concentrado rougher un I 47.37 y una ley de 40.767 onz/t y de relave 52.63 con una ley de 6.191 onz/t.

Tabla 5
Balance Metalúrgico para la concentración por espumas de la prueba 6

Producto	Peso		LEy				Contenido metálico				Recuperación			
	kg	%	Ag Onz/t	Cu %	Fe %	Pb Onz/t	Ag %	Cu %	Fe %	Pb %	Ag %	Cu %	Fe %	Pb %
Conc Cl	33.79	3.40	96.478	1.459	36.812	0.398	3186.1	0.482	12.09	1.136	28.43	19.75	3.76	12.94
Medio III	27.52	2.77	66.276	0.897	34.151	1.069	1798.6	0.226	9.07	0.524	16.01	9.26	2.82	6.97
Medio II	52.44	5.28	21.151	0.677	35.891	1.664	1171.9	0.330	18.78	0.888	10.43	13.52	5.85	10.11
Medio I	197.49	19.89	11.949	0.347	45.066	0.929	2556.0	0.644	90.03	1.781	22.74	26.38	28.02	20.28
Conc Ro	311.24	31.35	30.432	0.658	41.547	1.426	8712.6	1.682	129.97	4.329	77.51	68.91	40.47	49.29
Relave	681.66	68.65	3.468	0.126	26.899	0.675	2527.9	0.759	191.21	4.553	22.49	31.09	59.53	50.71
Cab cal	992.90	100.00	11.357	0.251	31.511	0.905	11240.5	2.441	321.18	8.782	100.00	100.00	100.00	100.00
Cab hall			12.309	0.249	32.995	0.974								

De acuerdo al balance metalúrgico de la Tabla N° 5 con un diseño de flotación por espumas de tres flotaciones cleaner, se obtiene una recuperación de Ag en concentrado cleaner de 28.34% con una ley de 96.478 onz/t, además, 19.75% de Cu, 3.76% de Fe y 12.94% de Pb, medios III 16.00% con una ley de 66.276, medios II un 10.43% con una ley de 21.151 onz/t, medios I un 22.74% con una ley de 11.949 onz/t, concentrado rougher 77.51% con una ley de 30.432 onz/t, y relave un 22.49% con una ley 4.468 oz/t0.

A continuación se muestra la tabla 6 con información relacionada a los resultados obtenidos en las pruebas de flotación realizada.

En el desarrollo del estudio se realizaron 6 pruebas de flotación convencional, con diseños diferentes en la flotación cleaner, con etapas de una dos y tres flotaciones cleaner, con adición de reactivos en la misma proporción que la prueba 5 y recuperación y la misma característica (prueba 1, 2, 3 y 4) de los medios, que recirculan en el circuito.

Tabla 6:
Recuperación de la concentración por espumas de Plata de las pruebas realizadas

Prueba	Partícula Tamaño	Lay Cab Ag Onz/t	Flotación rougher		Tiempo minutos	Flotación cleaner	
			Conc. Ro Oz/t	Recuperación %		Conc. CL OZ/T	recuperación %
N°	%-200u	Onz/t	Oz/t	%	min	OZ/T	%
1	80	11.32	30.26	45.33	125.30	22.35	15.32
2	80	11.15	33.42	54.67	130.00	25.08	17.61
3	80	12.35	35.38	55.32	135.00	40.25	24.42
4	80	12.52	35.15	73.50	105.00	45.43	17.25
5	80	11.22	40.77	47.37	90.00	69.13	27.46
6	80	11.36	30.43	77.51	105.00	96.48	28.43

De acuerdo a la tabla 6, podemos observar que se realizaron seis pruebas, con un tamaño de partícula de 80 u, la primera prueba ingresa con una ley de 11.32 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 30.33 oz/t y 45.33% con 125.30 min de flotación y un concentrado Cl de 22.35 oz/t y 15.32% de recuperación, la segunda prueba ingresa con una ley de 11.15 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 33.42 oz/t y 54.67% con 130.00 min de flotación y un concentrado Cl de 25.05 oz/t y 17.61% de recuperación, la tercera prueba ingresa con una ley de 12.35 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 35.38 oz/t y 55.32% con 135 min de flotación y un concentrado Cl de 40.25 oz/t y 24.42% de recuperación, la cuarta prueba ingresa con una ley de 12.52 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 35.15 oz/t y 76.50% con 105 min de flotación y un concentrado Cl de 45.43 oz/t y 17.25% de recuperación, , la quinta

prueba ingresa con una ley de 11.22 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 40.77 oz/t y 47.37% con 90 min de flotación y un concentrado Cl de 59.13 oz/t y 27.46% de recuperación, la sexta prueba ingresa con una ley de 11.36 oz/t, obteniéndose un concentrado Ro de 30.43 oz/t y 77.51% con 105 min de flotación y un concentrado Cl de 96.48 oz/t y 26.43% de recuperación.

Tabla 7:
Análisis de dosificación de reactivos

	Reactivo	unidad	Min	Max	Recuperación
1	Z -11	g/t	91.24	208.05	+90%
1	Cal	g/t	179.4	8568.38	+90%
2	MIBC/OREPER	g/t	71.52	111.9	+90%
2	Cal	g/t	17.77	241.49+	Ns
3	A- 3894	g/t	32.6	225	+90%
3	NaCN	g/t	166.8	228.3	+90%
3	A – 389 4	g/t	75.3	125.8	+90%
4	A – 404	g/t	0.00	29	+90%
5	Metabisulfito de sodio	g/t	1658.68	788.10	+35 onz/T
5	A – 3894	g/t	115.55	125.12	+35 onz/T
6	A – 404	g/t	61.67	78.20	+35 onz/T
6	A – 3894	g/t	113.58	124.92	+35 onz/T
7	NaCN	g/t	133.54	157.33	+35 onz/T
7	Metabisulfito de sodio	g/t	181.21	1767.37	+35 onz/T
8	Z – 11	g/t	55.4/	71.05	+35 onz/T
8	Cal	g/t	1156.32	1666.67	+35 onz/T
9	Z – 11	g/t	55.65	69.76	+35 onz/T
9	MIBC/OREPER	g/t	40.52	5.55	+35 onz/T
10	Tiempo	Min	78.39	85.62	+35 onz/T
10	MIBC	G/t	42.7	47.25	+35 onz/T

En la Tabla 7, se muestra el análisis de la administración de reactivos, considerando la relación entre ellos, observamos, en el caso del consumo mínimo y máximo, se encuentran en rangos de 91.24 g/t a 208.05 g/t para el Z 11 y 179.4 g/t a 8568.38 g/t para la cal, 71.52 g/t a 111.9 g/t para el MIBC/OREPER y 17.77 g/t a 241.49 g/t de cal, 32.6 g/t a 225 g/t para la A – 3894 y 166.8 g/t a 228.3 g/t de NaCN 75 g/t.a 3125.8 g/t para el A-404, consiguiéndose de esta forma recuperaciones d mayores al 90 %, además, 1668.8 g/t a 788.10 g/t de metabisulfito de sodio y 115.55 g/t 125.12 g/t de A - 3894, 61.67 g/t a 78.20 g/t A - 704 y 113.58 g/t a 124.72 g/t A – 894, 133.54 g/t a 157.33 g/t NaCN y 181.21 g/t a 1767.37 g/t metabisulfito de sodio, 55.47 g/t a 71.05 g/t de Z – 11 y 1156.32 g/t a 1666.67 g/t de cal, 55.65 g/t a 69.76 g/t de Z – 11 y 40.52 g/ta 5.55 g/t MIBC/OREPER, 78.39 min a 85.62 minutos y 42.7 g/t 47.25 g/t de MIBC/OREPER, consiguiéndose recuperaciones mayores a las 35 onz/t.

Tabla 8
Consumo de reactivos en pruebas 5 y 6

Reactivo	Prueba 5	Prueba 6
Metabisulfito de sodio (g/t)	1720	1655
NaCN (g/t)	155	178
CaO (g/t)	4390	3076
A – 3894 (g/t)	128	90
A – 404 (g/t)	84	67
Z -11 (g/t)	72	30
MIBC/OREPER (g/t)	50	35
NASH (g/t)	130	80
Silicato de sodio (g/t)	-	500
Tiempo – min	95	105.3
pH	12	11.5

En la tabla 8 podemos apreciar el consumo de reactivos de las pruebas 5 y 6, siendo metabisulfito de sodio 1720 g/t, NaCN 155 g/t y 170 g/t, CaO 4390 g/ty 6065 g/t, A-3894 128 g/t y 75 g/t, A -404 84 g/t y 55 g/t, Z – 11 72 g/t y 45 g/t, MIBS/Oreper 50 g/t y 25 g/t, Nash 130 g/ty 65 b/t, Silicato de sodio 45 g(sólo en la prueba 6, con periodos de flotación de 98 y 105.3 min.

Discusión de resultados

El estudio para la concentración por espumas de mineral de plata a nivel experimental proporcionó hallazgos importantes relacionados a la concentración y recuperación del mineral y el consumo de reactivos que es conveniente comentarlas individualmente.

Concentración y recuperación

Considerando que se realizaron seis pruebas de flotación con diferentes condiciones de dosificación de reactivos y períodos de flotación, pero con diseños de concentración por espumas de dos y tres flotaciones cleaner, se obtuvo buenos resultados en ambas pruebas cinco y seis, además, teniendo en cuenta la ley de cabeza del mineral que ingresa al proceso de concentración por espumas que es variado, los resultados en las concentraciones halladas fueron relevantes tanto en la prueba cinco como en la prueba seis.

Por un lado, en el caso de la prueba cinco con un diseño de concentración de dos flotaciones cleaner de un mineral con una ley de cabeza hallada de 11.22 onz/t de Ag, se obtuvo un concentrado cleaner de plata con una ley de 61.125 onz/t, medios II con 30.121 oz/t, medios I con 18.513onz/t, partiendo de un concentrado rougher con 40.767 onz(t un relave con 6.191 onz/t, con recuperaciones de 27.46% para el concentrado cleaner, 11.83% para medio II 8.07% para medio I.

Por otro lado, en la prueba seis con un diseño de concentración de 3 flotaciones cleaner, de un mineral con una ley de cabeza hallada de 11.36 onz/t se obtuvo un concentrado cleaner de 98.478 onz/t, medio III 66.276 onz/t, medio II 21.151 onz/t, medio I 11.949 onz/t, partiendo de un concentrado rougher con 30.432 onz/t y un relave con 3.468 onz/t, con recuperaciones de 28.43% para el concentrado cleaner16.01% para medios III, 10.43% para medio II 22.74% para medios I.

Se puede observar que en ambos casos las concentraciones obtenidas para el concentrado de plata son muy buenas, pero que guardan relación con el diseño de concentración, de los reactivos utilizados y de y del consumo de reactivos.

Por otro lado si analizamos los contenidos del arrastre de minerales de cobre, hierro, plomo y óxidos de cobre, se observa una gran disminución en cuanto a la concentración y recuperación de los mismos.

Para Dance (2017) la recuperación y concentración del mineral va a depender del proceso de flotación que se realiza, considerando las etapas de flotación cleaner que se realizan (Ríos 2018), Por otro lado López (2020) en un estudio realizado sobre recuperación de plata considera que la recuperación se encuentra asociada a la variables operativas y de diseño, ya que van a modificar el sistema y los indicadores metalúrgicos, tal como ocurre al incrementar una etapa más en la flotación cleaner, además, los resultados de recuperación se mantienen en una proporción que evidencia su recuperación óptima (Yaya2020), considerando la presencia de minerales que no afectan a la plata recuperada.

Dosificación cuantitativa total y recuperación

Teniendo en cuenta la calidad del concentrado de Ag y las recuperaciones obtenidas en las pruebas cinco y seis, se evidenció diferencias en el consumo de reactivos utilizados, tiempo y pH de flotación. En primer lugar, en la Prueba cinco con diseño de flotaciones cleaner, el consumo de 1700 g/T de metabisulfito de sodio NaCN fue 150 g/l, CaO 4379 g/TA - 3894 120 g/t, A - 404 75 g/t, Z -11 65 g/t, MIBC/OREPER 45 g/t, NaSH 120 g/t, y un periodo de flotación de 95 min a pH 12. En segundo lugar, en la prueba seis, con un diseño de 3 flotaciones cleaner, el consumo de reactivos fue metabisulfito de sodio 1655 g(tm de metabisulfito de sodio, 178 g/tm de NaCN, 3076 g/tm de CaO, A-3894 90 g/tm, A-404 67 g/tm, Z-11 30 g/tm, MIBC/Oreper 35 g/tm, Silicato de sodio 500 g/tm, NaSH 80 g/tm y un período de flotación de 105.3 min. En un análisis comparativo de los consumos de reactivos de ambas pruebas se observa en relación de la prueba seis con respecto a la prueba cinco que el consumo de los reactivos disminuye, así el consumo de metabisulfito de sodio disminuye en 65 g/t, el NaCN se incrementa en 23 g/t, el CaO disminuye significativamente en 1314 g/t, el A - 3894 disminuye en 38 g/t, el A- 404 disminuye en 17 g/t, el Z -11 disminuye en 42 g/t, el MIBC/Oreper disminuye en 15 g/t, el NASH disminuye 50 g/t, Silicato de sodio solo se utilizó en la prueba seis, además, se incrementó el tiempo de flotación en 8.3 minutos y una disminución de pH de flotación de 0.5 unidades. En resumen, casi la totalidad de reactivo 99%, disminuye su consumo a excepción del NaCN que se incrementa en la prueba seis respecto a la prueba cinco. Por otro lado con relación al tiempo de flotación este se incrementa levemente y por último con relación al pH este disminuye.

De esta manera la prueba seis demuestra su efectividad con relación a la prueba cinco ya que el consumo de reactivos tiende a disminuir, obteniéndose un concentrado de plata de mayor concentración o ley, pero es necesario considerar que

el proceso de concentración por espumas incluye tres flotaciones cleaner.

En un estudio sobre caracterización y evaluación de proceso metalúrgicos, Ramos y Orihuela (2017) consideran que la cantidad de reactivos que se utilizan en un proceso de flotación influyen en los resultados del producto recuperado, tal cual considera Higido en un estudio sobre el proceso de flotación y su influencia en la recuperación, donde considera prioritario los estudios preliminares para determinar la cantidad de reactivos a utilizar en la flotación, considerando siempre que el producto obtenido debe ser de buena ley y buena recuperación para la comercialización, así como lo sostiene Colqui, al establecer la necesidad de conseguir una mayor concentración de mineral objeto a partir de la utilización de reactivos químicos.

Dosificación cualitativa de reactivos y concentración

Las condiciones de tratamiento fueron totalmente diferentes en cuanto a la dosificación de los reactivos, pH y tiempo de tratamiento en cada una de las pruebas realizadas. De acuerdo a los diseños de flotación y las propuestas de dosificación de reactivos en las pruebas cinco y seis tenemos, que en la etapa de molienda no se adicionó ningún reactivo, es en la etapa de acondicionamiento que se adicionan los reactivos, así se adicionan metabisulfito de sodio, NaCN, CaO, A-3894, A-404, MIBC/Oreper y Mn 250 solo en la prueba 5 y silicato de sodio en solo la prueba 6, con periodos de acondicionamiento de 11 min y pH 15 en la prueba cinco y 10 min y pH 10.50 en la prueba seis, luego en ambos casos en la etapa de flotación rougher I no se adiciona ningún reactivo, es en la etapa de flotación rougher II que se vuelven a adicionar en la prueba cinco metabisulfito de sodio, NaCN, A-3896, A-404, Z-11, MIBC, Min240 y NaSH con un período de 10 minutos de tratamiento a pH 11, y en la prueba seis se adiciona A-3804 y el mn 250, pero si el Silicato de sodio y NaSSH, con un período de tratamiento de 10 minutos a pH10.5. Ya en la etapa de remolienda se vuelven a adicionar reactivos, así, en la prueba 5 metabisulfito de sodio, NaCN, CaO y NaSH por un período de tratamiento de 20 minutos y pH 11, mientras que en la prueba seis a parte de estos reactivos se adiciona Silicato de sodio con un período de tratamiento de 10 minutos a pH 10.5, luego en la etapa de flotación cleaner I, en la prueba cinco se adiciona A-3894, A-505, MIBC/oreper y Mn250, y se realiza el tratamiento durante 5 minutos y pH 12, mientras que en la prueba seis solo se adiciona Z-11, MIBC/Oreper y NaSH durante un periodo de tratamiento de 10 minutos y pH 10.5. En la flotación cleaner II, en la prueba cinco solo se adiciona CaO durante un período de tratamiento de 5 minutos pH 12, al igual que en la prueba seis, pero con período de tratamiento de 4 minutos y pH 11.5, y en la flotación cleaner III de la prueba seis no se adiciona ningún reactivo.

Esta variación en la dosificación cualitativa de los reactivos en las diferentes etapas del proceso de flotación de las pruebas cinco y seis, permiten la diferencia en la concentración del mineral de plata recuperado de 69.121 onz/t a 96.478 onz/t y en la misma recuperación de 27.46% a 28.41% respectivamente.

Consumo de reactivos y concentración

Otro hallazgo importante encontrado que se puede evidenciar en las pruebas realizadas, al efectuar un control la adición de los reactivos durante el proceso de flotación por espumas, es la existencia de una relación entre la ellos y la efectividad para la concentrado de plata, observándose que concentraciones mayores a los 90 % y mayores a las 35 onz/t, que es conveniente analizarlas en forma individual.

Por un lado, para obtener recuperaciones mayores a 90% los reactivos como el Z – 11 en relación al consumo de CaO se encuentran en los intervalos de 91.24 g/t a 208.05 g/t y 1794 g/t y 8568.38 g/t g/t, lo que equivale a decir que si se incrementa el consumo de uno se incrementa el consumo del otro, el mismo comportamiento observamos entre el consumo de MIBC/Oreper en relación al consumo de cal que se encuentran entre 71.52 g/t a 111.9 g/t y 17.77 g/t a 241.49 g/t respectivamente, así como el consumo de A – 3894 en relación al A – 404 que se encuentran en intervalos de 753 g/ta 128 g/t y de 0 a 29 g/t respectivamente, y también en el consumo de A – 3897 en relación al NaCN que se encuentran en intervalos de 32.6 g/t a 225 g/t y 166.8 g/t a 228. g/t.

Por otro lado, para conseguir concentraciones mayores a las 35 onz/t de plata, existen reactivos que se encuentran en relación directa tales como el metabisulfito de sodio en relación con el A – 3894 que se encuentran en los intervalos 1658.69 g/t a 788.10 g/t y 115.55 g/t < 125.12 g/t respectivamente, el consumo de A – 404 y A – 3894 que se encuentra en intervalos de 61.67 g/t a 68.20 g/t y 11.58 g/t a 124.92 g/t , observándose que si se incrementa uno se incrementa el otro, el NaCN en relación al bisulfito de sodio que se encuentran en intervalos de 133.51 g/t a 157.33 g/t y 181.21 g/t a 1767.37 g/t, observándose el mismo comportamiento anterior, así como el Z -11 en relación al CaO que se encuentran en intervalos de 1158.32 g/t a 1666.67 g/t y 55.65 g/t a 59.76 g/t respectivamente, también el Z – 11 en relación con el MIBC/Oreper que se encuentran en intervalos de 55.65 g/t a 69.76 g/t y 40.52 g/t a 55.5 g/t y en cuanto al tiempo en relación con el MIBC 78.89 min a 85.62 min y 42.7 g/t a 47.25 g/t.

Ramos y Orihuela (2017) consideran que el estudio cuantitativo de la dosificación de reactivos químicos es indispensable para la concentración del mineral, de esta manera se consigue buenos resultados, sin embargo Azañero, Núñez, Figueroa, León, Bazá y Choy (2002), consideran que es una necesidad primordial y que sin ello no se puede realizar un proceso de flotación, por lo que Artyica y Rojas (5248) plantea el inicio del proceso con las pruebas previas de adición de reactivos, hasta conseguir la dosificación óptima.

Diseño del sistema de concentración por espumas y concentración

El proceso de concentración por espumas es el convencional, pero tenido en consideración la calidad del mineral a flotar es conveniente realizar un diseño de flotación, que permita la recuperación del mineral

valioso, con las características necesarias comerciales o para procesos subsiguientes. La propuesta de los diseños con 2 y 3 circuitos de flotación cleaner, permiten obtener una mayor concentración del mineral argentífero, especialmente el circuito con tres flotaciones cleaner (cleaner, recleaner y recleaner), aunque el circuito con dos flotaciones cleaner también reportó buenos resultados.

En estudios previos de recuperación blk de Pb – Ag, Yaya (2020) propone un diseño de flotación convencional, logrando una excelente concentración del mineral y buena recuperación, tal como considera Suca (2017), al que al optimizar un proceso de concentración se necesario diseñar el proceso global de concentración incluyendo las etapas de flotación necesarias, así mismo Flores (2019) plantea que para conseguir resultados óptimos en la recuperación de minerales argentíferos se requiere el diseño del proceso de flotación.

Conclusiones

Con un diseño de flotación por espumas de tres flotaciones cleaner, se obtiene una recuperación de Ag en concentrado cleaner de 28.34% con una ley de 96.478 onz/t, medios III 16.00% con una ley de 66.276, medios II un 10.43% con una ley de 21.151 onz/t, medios I un 22.74% con una ley de 11.949 onz/t, concentrado rougher 77.51% con una ley de 30.432onz/t, y relave un 22.49%

Las características del proceso de flotación de tres etapas cleaner fue, de 103.5 minutos como tiempo de flotación y el consumo total de reactivos fue de 1655 g/tm de metabisulfito de sodio, 178 g/tm de NaCN, 3076 g/tm de CaO, A-3894 90 g/tm, A-404 67 g/tm, Z-11 30 g/tm, MIBC/Oreper 35 g/tm, Silicato de sodio 500 g/tm, NaSH 80 g/tm, con un total de 105.3 min de flotación y pH 11.5.

El diseño flotación de tres etapas fue el adecuado para obtener el concentrado de plata, siguiendo las siguientes etapas el mineral pasa a la molienda, luego es lavado para pasar al acondicionamiento donde se agregan los reactivos de flotación para pasar luego, a la primera flotación rougher, pasando luego a otro acondicionamiento con la adición de algunos reactivos, para seguir con la segunda flotación rougher pasando el producto a una remolienda y el residual es el relave. En la remolienda se adicionan algunos reactivos para pasar a la flotación cleaner. El producto de la flotación rougher II pasa a la primera flotación cleaner, luego a la segunda flotación cleaner y por último a la tercera flotación cleaner, del cual obtenemos el producto final, el concentrado, constituyendo el residual de la flotación cleaner II y III los medios.

Referencias bibliográficas

- Aramburú R. V. S. (2000). Recuperación de plata a partir de relaves de flotación mediante lixiviación ácido clorurante. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Revista de investigación de la Facultad de Ingenierías Geológica, Minas, Metalúrgica y Ciencias Geográficas. Vol 3 N° 6.
- Aramburu VR. V. S. Núñez J. P. A., Azañero O. A., Fernández S. S. Gagliuffi E. P., Aviles M. P. A., Portocarrero A. E., Acosta C. A. (2007). Recuperación de oro y plata de minerales sulfurados en una matriz de oro y plata. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Revista de Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minas, Metalúrgica y Ciencias Geográfica Vol 10 N° 19 pp 28 – 37.
- Artica C. M. Rojas R. J.. (2015) Optimización del proceso de flotación de la calcopirita en la pulpa, en la Concentradora Amistad. Cia. Argentum. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico y de los materiales Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Junín. Perú.
- Azañero O. A., Nuñez J. P., Figueroa L. A., León D. E., Bazán R. S., Choy A. S (2002). Flotación de minerales oxidados de plomo Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Revista del Instituto de Investigación de la Ingeniería Geológicas, Minas, Metalúrgica y Geográfica. 5(10) pp 34 -43.
- Bustamante R.M., Gaviria C. A., Restrepo B. O. (2007). Concentración de minerales. Universidad Nacional de Colombia.
- Carbajal F. A. Velasco A. M. (2015). Sustitución parcial de hidrosulfuro de sodio como depresor del cobre en el proceso de flotación de molibdeno a escala de laboratorio. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalurgista. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa. Perú.
- Castro Ch. J. (2005). Optimización del proceso de flotación de concentrados de Zinc en la Compañía Yauliyacu, mediante diseños experimentales. Tesis para optar e título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima. Perú.
- Colqui Q. J. (2017) Flotación de minerales sulfurados de plomo plata en la Empresa Buenaventura. Unidad Mallay (2017). Tesis para optar el título de Ingeniero metalurgista. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Cerro de Pasco. Perú.
- Dance J. G. (2017). Evaluación de la planta concentradora Xtrata Tintaya S.A. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa. Perú.
- Flores B. K., (2018). Flotación de minerales argentíferos para la concentración de plata nivel experimental. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad José Faustino Sánchez Carrión. Huacho. Lima. Perú.
- Hernández, R., Fernández, C. & Baptista, LP. (2014). Metodología de la Investigación. 6ª ed. México: McGraw- Hill.
- Higidio M. O. (2017). Proceso de flotación por espumas y su influencia en el aumento de la recuperación de concentrado de zinc y plomo, en la unidad minera Andaychagua de Volcan. Junín 2016. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional José Faustino Sánchez Carrión. Huacho. Lima. Perú.
- López M.J. (2020) Estudio para la flotación de mineral de plata en la flotación de galena. Universidad de Murcia. España. Revisado 21 de febrero de 2021. Recuperado de <https://digitum.um.es/digitum/bitstream/10201/4814/1/Estudio%20de%20la%20recuperaci%c3%b3n%20de%20plata%20en%20la%20flotaci%c3%b3n%20de%20galena.pdf>
- Orozco P. R. (2012). Estudio del efecto del tipo y concentración de espumante en la actividad del proceso de flotación a escala laboratorio. Tesis para obtener el título de Ingeniero Civil Químico. Universidad de Chile. Santiago de Chile.
- Pazmiño C. B. (2017). OPyomozaión de una celda de flotación. Tesis para optar el rítulo de Ingeniero Mecánico. Universidad San Francisco de Quito. Quito. Ecuador.
- Ramos S. J. Orihuela G. A. (2017). Caracterización y evaluación de pruebas metalúrgicas de flotación de un mineral complejo polimetálico del distrito de Palca Huancavelica. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima. Perú.
- Romero M. A. (2014) Lixiviación del manganeso del concentrado plomo plata para producción de sulfato de manganeso. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima Perú.
- Salcedo D. B. (2015) Estudio para mejorar la recuperación de estaño mediante la flotación inversa de sulfuros en la planta piloto Bofedal II de la Unidad San Rafael. Minsur S.A Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad de San Agustín. Arequipa. Perú.
- Suca P. J. C. (2017). Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un concentrado de oro en minerales sulfurados de la Minera Aravell, Arequipa. Tesis para optar el título de Ingeniero Químico. Universidad Nacional del Altiplano. Puno. Perú.
- Vila V.C. (2011). Estudio del efecto del pH sobre el potencial de la pulpa y flotación de minerales sulfurados en la planta concentradora Chumpe de la Cia. Minera Corona S.A Tesis para optar el título de Ing. Metalúrgico y de los materiales. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Junín. Perú.
- Yaya L. J. E. R. (2020) Universidad Nacional de Juliaca. Revista de investigación Nauparsum Vol N3° 4 Febereo 2021.