



Optimización del proceso de flotación para la recuperación de un preconcentrado de oro en minerales sulfurados

Optimization of the flotation process for the recovery of a gold pre-concentrate in sulphide minerals

硫化矿中金预精矿的浮选工艺优化

Otimização do processo de flotação para recuperação de um pré-concentrado de ouro em minerais sulfetados

Juan Suca¹

Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Puno, Perú
jsucap@est.unap.edu.pe

Gregorio Palomino

Universidad Nacional del Altiplano, Puno – Puno, Perú
 <https://orcid.org/0000-0002-0775-9787>
gpalomino@unap.edu.pe (correspondencia)

DOI: <https://doi.org/10.35622/tijournal.science>

Recibido: 20/01/2022 Aceptado: 10/03/2022 Publicado: 30/03/2022

PALABRAS CLAVE

concentrado, flotación, mineral sulfurado, oro, optimización.

RESUMEN. El presente trabajo tuvo por objetivo optimizar la recuperación de un pre-concentrado de oro a partir de los minerales sulfurados en el proceso de flotación determinando los parámetros de porcentaje de sólidos, dosificación de reactivos y tiempo de flotación, se ha procedido a realizar un bloque de pruebas de acuerdo con un diseño experimental estadístico el diseño factorial 23 para 3 factores o variables a dos niveles, con 11 corridas, incluido 3 puntos centrales, para la realización de cada uno de los experimentos. Durante el procedimiento se ha trabajado con un mineral sulfurado que contiene pirita (FeS₂) calcopirita (FeCuS₂), blenda o esfalerita (ZnS), galena (PbS). Con una ley promedio de cabeza (oro) de 10g/TM. Para la etapa de molienda el mineral se ha molido a una granulometría de 65% -200 mallas. Por lo que también se determinó que el tiempo óptimo de molienda para 65% -200 mallas es de 21,65 minutos. Se concluye que es posible optimizar el proceso de flotación con una recuperación de 76,96% a comparación con lo que se trabaja en planta con una recuperación de 70,08%, la prueba que ha dado los mejores resultados es la prueba N°6 que logró obtener una ley de 58,45 g/TM de oro en el concentrado y 2,59 g/TM de oro en el relave; y una recuperación de 76,96% de oro, a su vez para obtener esta recuperación el % solidos es de 35%, colector A-238 de 50g/TM, tiempo de flotación 10 minutos. Se ha determinado que las variables más importantes que inciden en el proceso son: % de sólidos y dosificación del colector Aerofloat-238.

¹ Ingeniero Químico por la Universidad Nacional del Altiplano.



KEYWORDS

concentrate, flotation, sulphide ore, gold, optimization.

ABSTRACT. The objective of this research was to optimize the recovery of a gold pre-concentrate from the sulphide minerals in the flotation process, determining the parameters of percentage of solids, dosage of reagents and flotation time. of tests according to a statistical experimental design the 23-factorial design for 3 factors or variables at two levels, with 11 runs, including 3 central points, for the performance of each of the experiments. During the procedure, a sulphide mineral containing pyrite (FeS₂), chalcopyrite (FeCuS₂), blende or sphalerite (ZnS), galena (PbS) has been worked on. With an average grade of head (gold) of 10g/MT. For the grinding stage, the mineral has been ground to a granulometry of 65% -200 mesh. Therefore, it was also determined that the optimal grinding time for 65% -200 mesh is 21.65 minutes. It is concluded that it is possible to optimize the flotation process with a recovery of 76.96% compared to what is worked in the plant with a recovery of 70.08%, the test that has given the best results is test No. obtain a grade of 58.45 g/MT of gold in the concentrate and 2.59 g/MT of gold in the tailings; and a recovery of 76.96% of gold, in turn to obtain this recovery the solid % is 35%, collector A-238 of 50g/MT, flotation time 10 minutes. It has been determined that the most important variables that affect the process are: % of solids and dosage of the Aerofloat-238 collector.

关键词

精矿、浮选、硫化矿、黄金、优化。

抽象的。 这项工作的目的是优化浮选过程中硫化矿物中金预精矿的回收率。确定固体百分比、试剂剂量和浮选时间等参数。根据统计实验设计进行测试 23 在两个水平上对 3 个因子或变量进行因子设计，运行 11 次，包括 3 个中心点，用于每个实验的性能。在此过程中，使用了含有黄铁矿 (FeS₂)、黄铜 (FeCuS₂)、闪锌矿或闪锌矿 (ZnS)、方铅矿 (PbS) 的硫化物矿物。头 (金) 的平均等级为 10g/MT。对于研磨阶段，矿石已研磨至粒度为 65% -200 目。因此，还确定了 65%-200 目的最佳研磨时间为 21.65 分钟。得出的结论是，与工厂中的回收率为 70.08% 相比，可以优化浮选工艺，回收率为 76.96%，给出最佳结果的测试是测试编号，获得等级 58.45 g/MT 精矿黄金和 2.59 g/MT 尾矿黄金；并且金的回收率为 76.96%，进而得到该回收率的固体百分比为 35%，捕收剂 A-238 为 50g/MT，浮选时间 10 分钟。已确定影响该过程的最重要变量是：固体百分比和 Aerofloat-238 收集器的剂量。

PALAVRAS-CHAVE

concentrado, flotação, minério de sulfeto, ouro, otimização.

RESUMO. O objetivo deste trabalho foi otimizar a recuperação de um pré-concentrado de ouro dos minerais sulfetados no processo de flotação, determinando os parâmetros de porcentagem de sólidos, dosagem de reagentes e tempo de flotação. planejamento fatorial para 3 fatores ou variáveis em dois níveis, com 11 corridas, incluindo 3 pontos centrais, para a realização de cada um dos experimentos. Durante o procedimento, foi trabalhado um mineral de sulfeto contendo pirita (FeS₂), calcopirita (FeCuS₂), blenda ou esfalerita (ZnS), galena (PbS). Com um grau médio de cabeça (ouro) de 10g/MT. Para a etapa de moagem, o mineral foi moído até uma granulometria de 65% - 200 mesh. Portanto, também foi determinado que o tempo ideal de moagem para 65% -200 mesh é de 21,65 minutos. Conclui-se que é possível otimizar o processo de flotação com uma recuperação de 76,96% em relação ao que é trabalhado na planta com uma recuperação de 70,08%, o teste que tem dado melhores resultados é o teste nº obter nota 58,45 g/MT de ouro no concentrado e 2,59 g/MT de ouro nos rejeitos; e uma recuperação de 76,96% de ouro, por sua vez para obter esta recuperação o % sólido é de 35%, coletor A-238 de 50g/MT, tempo de flotação 10 minutos. Foi determinado que as variáveis mais importantes que afetam o processo são: % de sólidos e dosagem do coletor Aerofloat-238.

1. INTRODUCCIÓN

Los sulfuros son rocas inalteradas que contienen minerales de sulfuro y que son en cierta forma las rocas anfitrionas del oro, la plata, el cobre y el zinc, los minerales que precisamente se quieren extraer a través del proceso de flotación (Vargas, 1995).

El oro tiene diferentes formas de incidencia en minerales de sulfuro que van desde estar diseminados e integrados en minerales como plomo y cobre, óxidos metálicos especialmente como partículas diseminadas, y como oro en molienda libre o asociada con telururos. Donde el oro está íntimamente asociado con varios minerales de sulfuro especialmente sulfuro de hierro el cual incluye piritita, arsenopiritita y pirrotita, la recuperación del oro por flotación depende de la recuperación de los minerales asociados. En este caso el oro sigue la recuperación de los minerales asociados de sulfuro (Castro, 1983).

Cuando la ley es demasiada baja, como consecuencia del agotamiento de las reservas minerales en los yacimientos, los ingenieros de procesamiento de minerales se ven enfrentados con diversos tipos de problemas técnico – económicos; tales como incremento de impurezas en el proceso y disminución de leyes de sustancias valiosas, que demanda operaciones con mayor tonelaje para que el proceso sea rentable. Por consiguiente, la tendencia mundial en la industria de procesamiento de minerales, como en otras industrias, es optimizar todos los procesos involucrados. El sistema de flotación de minerales se compone básicamente del equipo, los reactivos químicos y operaciones. Por lo tanto, en cada una de ellas se debe llevar a cabo las optimizaciones empleando metodologías y técnicas apropiadas. La optimización de flotación consiste en cuantificar el rendimiento del proceso de flotación mediante el empleo de un modelo adecuado que relacione la recuperación y/o ley de la especie mineral valiosa con las variables controlables del proceso (Astucuri & Venancio, 1999).

Loza (2009) indica que el oro nativo que se encuentra como microvenillas en el cuarzo masivo en mayor cantidad y el que se está recuperando se encuentra en una mena gris formando halos alrededor de la microvenillas y también en la serpentina y diorita, Piritita aurífera. La ley de oro del mineral que se envía a la planta de procesamiento es de 0,06 a 0,07 Oz Au/Tc. Esto ha logrado la recuperación global del 95% (oro, plata y otros). El producto final que se obtiene es un cemento de oro que contiene oro y plata con una ley del 30% de oro, 50% de plata y 20% de otros elementos metálicos.

Ojeda & Reyes (2006) expresan que los resultados metalúrgicos realizados para la recuperación de metales preciosos, tales como el oro y la plata de minerales provenientes de presa de jales, es posible obtener leyes promedio de oro entre 37 y 83,5 g/TM y 2476 y 2548 g/TM de plata con recuperaciones promedio de 50,0% por el proceso de flotación. El tamaño de partícula juega un papel importante en los parámetros de la cinética de flotación, para lo cual se requiere al menos tener un 70% a -200 mallas para favorecer la conversión de mineral no flotable a flotable. Por otro lado, baja recuperación de plata se debe principalmente a la presencia de sulfonales que no responden fácilmente al proceso de flotación provocando una menor constante cinética de flotación.

Para Tobón (2013) mediante la flotación espumante directa en celda Denver con los reactivos ditiofosfinato (DTPN), ditiofosfatodibutilico secundario de sodio (DTPD) y ditiofosfatodiisoamílico de sodio (DTPI) variando la concentración de reactivo (130 y 145 g/TM), el pH de la solución (7 y 9) y la concentración de sólidos en la pulpa (25 y 30%), para las partículas que se encuentran en el rango de tamaño más grande, mayor que 300 micrones, figura 1. Observó gran diferencia en la recuperación utilizando DTPI, con respecto a los otros

colectores, para los valores de pH 7 y 9 los porcentajes de recuperación de oro son de 85 y 95, respectivamente. Con el DTPD se obtuvieron recuperaciones de 70 y 65 con pH de 7 y 9. (Mc Donald, 1983).

Es importante que la prueba de flotación experimental se deban realizar a cabo de una manera consistente y cuidadosa para obtener resultados reproducibles y precisos si se tiene un inadecuado tamaño de partícula en la molienda que se le da a un mineral conllevará a tener una liberación de mineral en -200 malla Tyler por debajo de lo establecido y consecuentemente un bajo porcentaje en el fino de concentración, si realizamos una mala utilización de reactivos, ya que demasiado reactivo puede provocar un rebose en la celda de flotación conllevando una pérdida de mineral concentrado

Este trabajo busca encontrar la máxima recuperación posible de un pre-concentrado de oro que va asociado junto a las de Cu, Ag, Pb, Zn, etc. de tal manera poder determinar los parámetros óptimos para las pruebas de flotación, como el tiempo óptimo de flotación, el efecto de cambio en el dosaje o tipo de reactivos, porcentaje de sólido de la partícula deseada (oro) y los demás parámetros para este proceso.

El trabajo se justifica frente a la importancia de alcanzar la máxima recuperación de los metales valiosos en el concentrado el Au en tal caso por el proceso de flotación directa para un tipo de mena polimetálico complejo (sulfurados). Haciendo que el mineral valioso se quede como float (flotado) y la ganga (espumas) de arsénico, antimonio, pirita, etc. por lo que determinaremos los parámetros adecuados en el tratamiento del concentrado polimetálico complejo, los métodos y técnicas aplicadas en la etapa de muestreo, cuarteo homogenizado nos ayudan a obtener una muestra representativa en la distribución de tamaño mediante tamices aplicados en esta investigación nos demuestra los pesos acumulados en cada uno de estos (Tobón, 2013).

Es así que la finalidad de esta investigación es poder incrementar la recuperación que se tiene en planta ya que se tiene una cantidad considerable de oro en el relave, una ley de 4,7g/TM y en el concentrado una ley de 51,9g/TM de oro que representa el 70,08 % de recuperación.

2. MÉTODO Y MATERIALES

La presente investigación empleó un diseño experimental (Douglas, 1992; Gutiérrez, 2004) siguiendo los siguientes procedimientos:

Figura 1

Etapas del procedimiento experimental del proceso de flotación

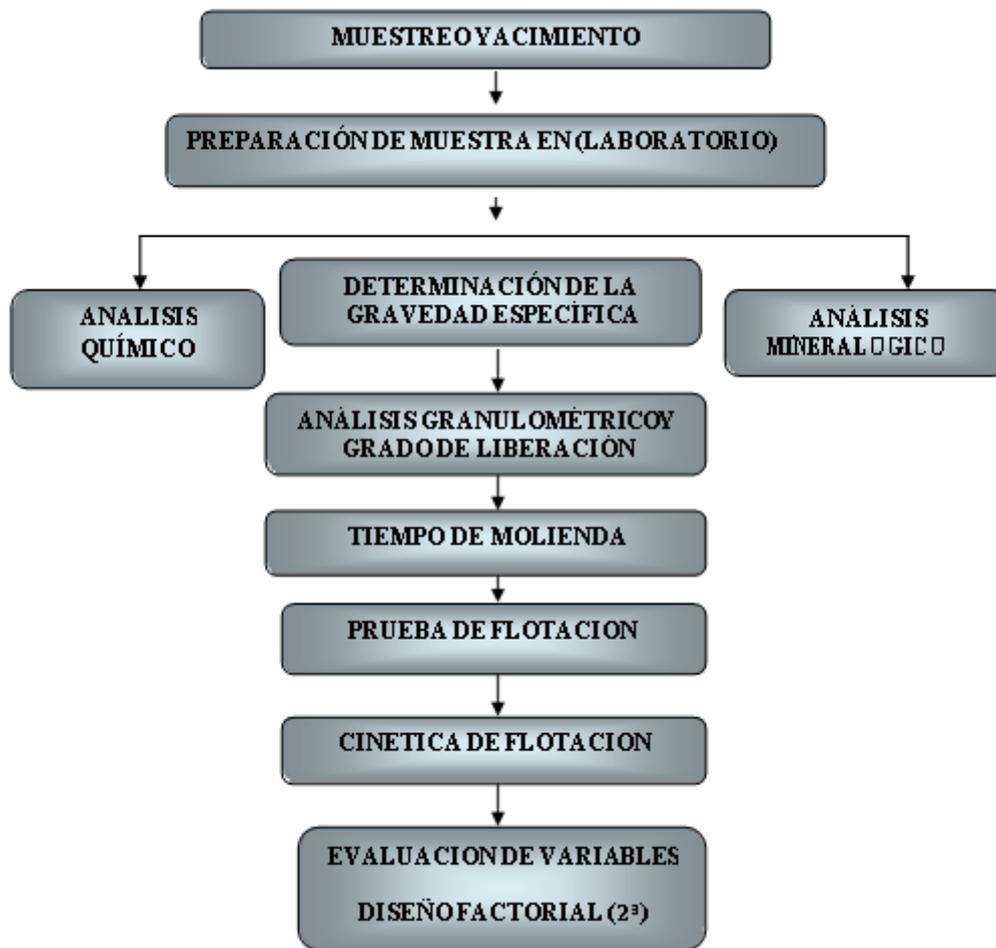


Figura 2

Pasos para la preparación de muestras del mineral sulfurado



Las pruebas experimentales se realizaron en las instalaciones de la empresa minera Colibrí SAC. En el laboratorio químico-metalúrgico, se realizaron los análisis físico-químicos y pruebas metalúrgicas del mineral sulfurado con el fin de establecer el comportamiento del mineral por el proceso de la flotación por espumas. En la figura 1 se muestra el procedimiento general a seguir para realizar las pruebas experimentales del proceso de flotación (Villachica, 1985).

Figura 3

Distribución granulométrica

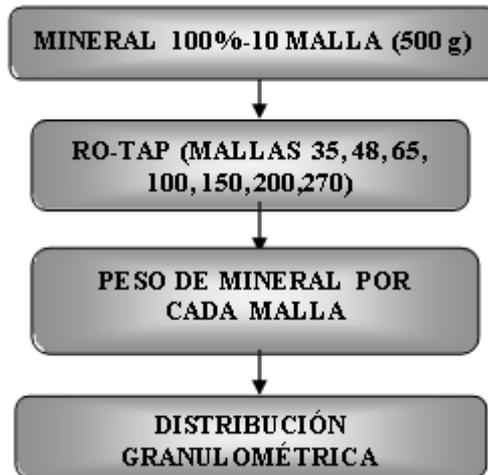


Figura 4

Prueba de molienda

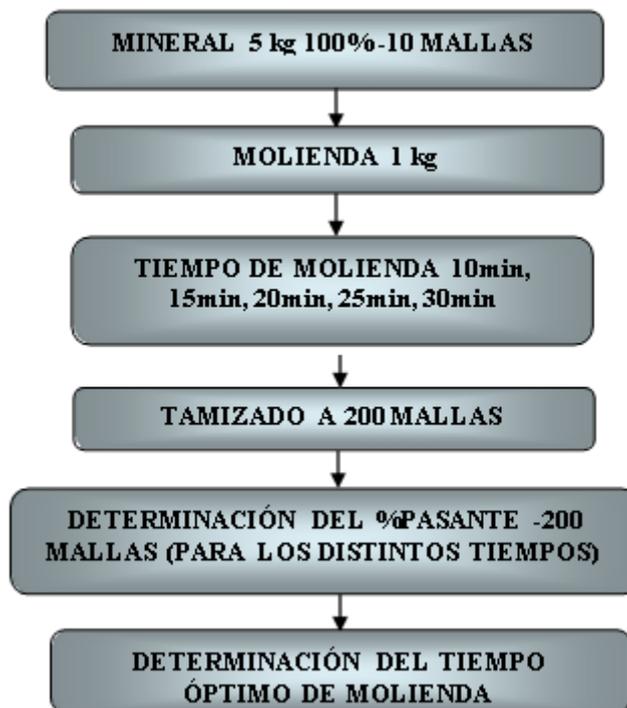
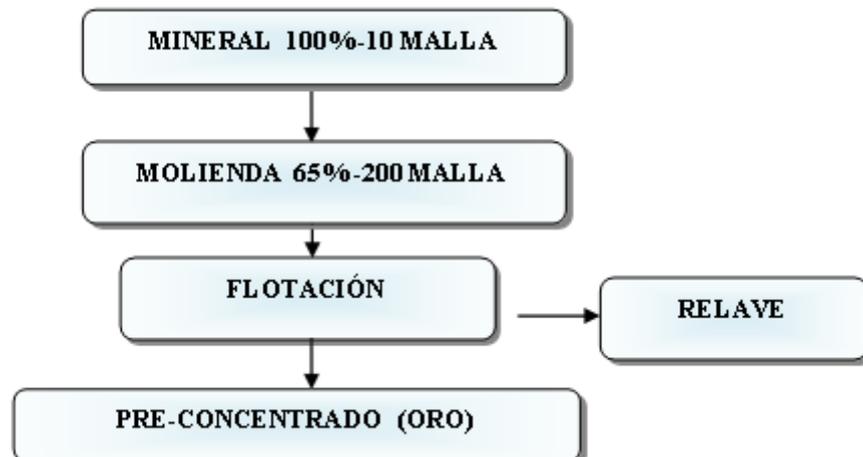


Figura 5

Flotación de minerales



Muestreo en cancha

El objetivo fue obtener una muestra representativa de la mena mediante el muestreo en diferentes puntos para tener una muestra representativa suficiente para realizar las pruebas de flotación del oro y se procedió de la siguiente manera:

- Extender toda la mena en el piso.
- Trazar en forma cuadrada sobre la superficie de la mena.
- Realizar la extracción de pequeñas muestras representativas intercaladamente sobre los trazos
- Una vez reducido a la cantidad de muestra deseada etiquetar y embolsar las muestras extraídas en las bolsas de polipropileno o en baldes.

Cuarteo de muestra para las pruebas de flotación

- Se hace el pesaje respectivo de cada muestra de mineral recepcionado y se apunta los pesos en la cartilla pesos en este caso se trabajó con una cantidad de 95 kg
- Se traslada el mineral a los sacos de polietileno y se los rotula.
- Se procede a hacer el chancado, se debe tener cuidado que la chancadora este limpia ya que podría contaminar a la muestra, se usa la brocha para limpiar todos los finos de mineral que se haya tratado anteriormente.
- La chancadora de quijadas de 21/4 pulg x31/2 pulg acepta minerales de 3 pulg a 2 pulg y da un producto de aproximadamente 1/8 pulg (3,175mm) este tamaño de malla no es el adecuado se tiene que llegar a malla 10 (1,65mm), aproximadamente a 1/16 pulg,
- Para esto se tiene que pasar por malla 10 y separar las partículas que pasan las malla 10, el resto se vuelve a pasar por la chancadora y así sucesivamente hasta llegar a 100% malla 10 haciendo el tamizado cada vez que se obtenga un nuevo producto de la chancadora,
- Para la recepción del mineral de la chancadora se usarán los baldes de 20L de plástico ya que son los más adecuados para evitar cualquier tipo de contaminación del mineral. En esta etapa es muy importante usar la máscara de silicona y los tapones de oído ya que los finos de plomo son muy dañinos.

- Para hacer el tamizado previo a cada etapa de chancado se debe poner la malla #10 en la boca del balde y hacer pasar el mineral, se obtuvo una muestra de 45 kg aproximadamente.

Pruebas de flotación

Para realizar las pruebas de flotación se siguieron siguientes pasos:

- Llenar la cantidad de agua necesaria según el cálculo utilizando una probeta de 1000 cm³ y verter a la celda de flotación.
- Pesar el mineral de acuerdo al cálculo realizado e introducir en la celda de flotación.
- Adicionar los reactivos para la dosificación en la celda de flotación.
- Se realiza un tiempo de acondicionamiento de 5 minutos para el colector y 4 minutos para el espumante, sumando un total de 9 minutos de acondicionamiento
- Se inyecta aire a la celda de flotación parcialmente para oxigenar la pulpa y luego por completo hasta que se forma las burbujas y se procede la flotación del mineral por un tiempo establecido de 7 min, 8.5 min y 10 minutos
- Las burbujas forman espumas mineralizadas que empiezan a flotar con el mineral valioso y se procede a separar usando una paleta y disponerlo en bandejas para luego secar el concentrado y relave obtenido, por último, pesar y mandar a análisis químico.
- Recoger en bandejas el concentrado, secar y pesar al igual que el relave producido para su respectivo análisis químico y balance metalúrgico. (XSTRATA COPPER, 2007).

Secado del mineral

- Una vez que terminemos nuestra prueba de flotación y tengamos las bandejas rotuladas según a la etapa que corresponda procedemos a eliminar el agua que se puede vaciar fácilmente,
- Recordemos que para evitar que las lamas o los finos se nos vayan debemos poner detergente en la parte de la bandeja de donde estemos vaciando.
- Una vez que hemos eliminado el agua superficial procedemos a echar el floculante esto para que nos ayude en la sedimentación.
- Luego se pone en la cocina eléctrica por más o menos 30 minutos. Una vez que este seco nuestro concentrado lo vaciamos al periódico y le pasamos rodillo hasta que las partículas se suelten
- Se cuarteo y se separa 20 g. los cuales pasaremos al laboratorio para su respectivo análisis. (Jimenez,2001)

Materiales

Muestreo en cancha

- Balanza en Kg.
- Mineral sulfurado
- Sacos de polietileno grandes
- Baldes plásticos de 20 L
- Máscara de silicona c/ filtros contra polvos.
- Cuarteo del mineral
- Regla de cuarteo

- Manta de cuarteo
- Mineral sulfurado
- Cuchara para cuarteo
- Bolsas de plástico
- Balanza de precisión
- Chancadora de quijada 21/4x31/2
- Malla 10

Determinación de la gravedad específica del mineral

- Muestra de mineral 100% -10 malla (100g)
- Agua destilada
- Fiola (100 cm³)
- Piceta
- Espátula
- Balanza de precisión

Análisis granulométrico

- Mineral sulfurado 100% -10 malla (500 g)
- Serie de tamices ASTM (mallas 35,48,65,100,150,200,270)
- Equipo de RO-TAP
- Balanza de precisión
- Luna reloj (vidrio)
- Plato pequeño de plástico
- Bolsa plástica pequeña
- Plumón tinta indeleble, cinta adhesiva

Molienda del mineral, carga de bolas y velocidad de operación del molino de laboratorio

- 5 kg de mineral 100% -10 malla
- Molienda de bolas de 9,8" x 7,8" (motor monofásico de 1750 RPM 60 Hz, 220 v, 15,8 A)
- Malla 200 Serie ASTM
- Balanza electrónica sartorius (precisión de = +- 0,1 g máximo = 4100 g)
- Crónometro
- Bolsas pequeñas
- Plumón y cinta adhesiva
- Tamaño de bolas de diferentes diámetros (3: 3,45: 4 cm)
- Balanza de precisión

Proceso de flotación Equipos e Instrumentos

- Balanza analítica Sartorius con precisión de = +- 0,0001g.
- (3) Probetas de plástico de 10 mL
- Jeringas de 1 mL, 3 mL, 5 mL, 10 mL
- Fiola 100 mL

- Pomos de plástico
- Balanza de 250 g
- Máquina de flotación tipo denver laboratorio.
- Celda de flotación de 2L
- Pizeta, luna reloj, paleta de plástico o metal para sacar concentrado.
- (6) Bandejas metálicas y medidor de pH

Insumos y reactivos

- Cal
- Xantatoamílico de potasio (Z-6)
- Metil isobutyl carbinol (MIBC)
- Aerofloat (A-238)

Secado del mineral

- Cocina eléctrica
- Rodillo de amasar.
- Floculante
- Bolsas de 500 g

3. RESULTADOS

Tabla 1

Cuadro de la distribución granulométrica experimental

| Nº DE MALLA | SISTEMA DE TAMICES ASTM (micrones) | PESO (g.) | % EN PESO | % Ac. RETENIDO G(x) | % Ac PASANTE F(x) |
|-------------|------------------------------------|-----------|-----------|---------------------|-------------------|
| 10 | 1700 | 0,00 | 0,00 | 0,00 | 100,00 |
| 20 | 850 | 196,50 | 39,30 | 39,30 | 60,70 |
| 35 | 425 | 152,40 | 30,48 | 69,78 | 30,22 |
| 48 | 300 | 48,50 | 9,70 | 79,48 | 20,52 |
| 65 | 212 | 41,90 | 8,38 | 87,86 | 12,14 |
| 100 | 150 | 17,20 | 3,44 | 91,30 | 8,70 |
| 150 | 106 | 11,50 | 2,30 | 93,60 | 6,40 |
| 200 | 75 | 6,40 | 1,28 | 94,88 | 5,12 |
| -200 | | 25,60 | 5,12 | 100,00 | 0,00 |
| Total = | | 500,00 | 100,00 | | |

En la tabla 1 se da a conocer la abertura de cada malla en micrones, el % en peso que se retiene en cada malla y el porcentaje acumulado pasante, estos datos son importantes para el cálculo de la tabla 2.

Para la malla N° 48 se tiene un peso de 48,50 g que representa el 9,7% del total de muestra que es 500 g y el % acumulado se obtiene restando $100\% - 79,48\% = 20,52\%$.

Tabla 2

Cálculos con la función de Gates Gaudin Schuhmann

| N° de mallas | Abertura en micrones | % Ac. Pasante | | | | | | %Ac. pasante corregido |
|--------------|----------------------|---------------|----------|-------------|----------------|-------|----------------|------------------------|
| | X | F(x) | X= log X | Y= log F(X) | X ² | XY | Y ² | F(Xi) |
| 10 | 1700 | 100,0 | 3,23 | 2,00 | 10,436 | 6,461 | 4,000 | 110,60 |
| 20 | 850 | 60,70 | 2,93 | 1,78 | 8,581 | 5,224 | 3,180 | 55,455 |
| 35 | 425 | 30,22 | 2,63 | 1,48 | 6,908 | 3,891 | 2,191 | 27,803 |
| 48 | 300 | 20,52 | 2,48 | 1,31 | 6,136 | 3,250 | 1,722 | 19,653 |
| 65 | 212 | 12,14 | 2,33 | 1,08 | 5,412 | 2,522 | 1,176 | 13,907 |
| 100 | 150 | 8,70 | 2,18 | 0,94 | 4,735 | 2,044 | 0,883 | 9,853 |
| 150 | 106 | 6,40 | 2,03 | 0,81 | 4,102 | 1,633 | 0,650 | 6,973 |
| 200 | 75 | 5,12 | 1,88 | 0,71 | 3,516 | 1,330 | 0,503 | 4,940 |
| Σ | total | = | 19,67 | 10,11 | 49,827 | 26,35 | 14,30 | |

En la tabla 2 se da a conocer el % acumulado pasante corregido de la tabla 5 mediante la función matemática de Gates-Gaudin schuhmann, tomando como datos para graficar las aberturas de cada malla en micrones y el % acumulado pasante corregido.



Tabla 3

Ajuste de datos por mínimos cuadrados para el tiempo de molienda

| Nº de pruebas | Tiempo de molienda (min) | % pasante -200 mallas | | | |
|---------------|--------------------------|-----------------------|-----------------|-------------------|----------------------|
| N | X | Y | X ² | XY | Y ² |
| 1 | 10 | 46,39 | 100 | 463,9 | 2152,0321 |
| 2 | 15 | 51,67 | 225 | 775,05 | 2669,7889 |
| 3 | 20 | 64,66 | 400 | 1293,2 | 4180,9156 |
| 4 | 25 | 73,24 | 625 | 1831 | 5364,0976 |
| 5 | 30 | 75,79 | 900 | 2273,7 | 5744,1241 |
| | $\sum X=100$ | $\sum Y=311,75$ | $\sum X^2=2250$ | $\sum XY=6636,85$ | $\sum Y^2=20110,958$ |

En la tabla 3 se hicieron 5 pruebas experimentales para la molienda con tiempos de 10,15, 20, 25,30 min con diferentes % pasantes en la malla -200.

Tabla 4

Tiempo de Molienda en función del % -200 malla

| TIEMPO DE MOLIENDA EN MINUTOS | PESO DE MUESTRA EN Kg | MALLA +200 | % PASANTE - 200 MALLA |
|-------------------------------|-----------------------|------------|-----------------------|
| 10 | 1 | 53,61 | 46,39 |
| 15 | 1 | 48,33 | 51,67 |
| 20 | 1 | 35,34 | 64,66 |
| 25 | 1 | 26,76 | 73,24 |
| 30 | 1 | 24,21 | 75,79 |

Con los datos de la tabla 4 se obtiene la figura 6. Tiempo de molienda versus %pasante -200 mallas.

Figura 6

Tiempo de molienda versus % pasante -200 mallas

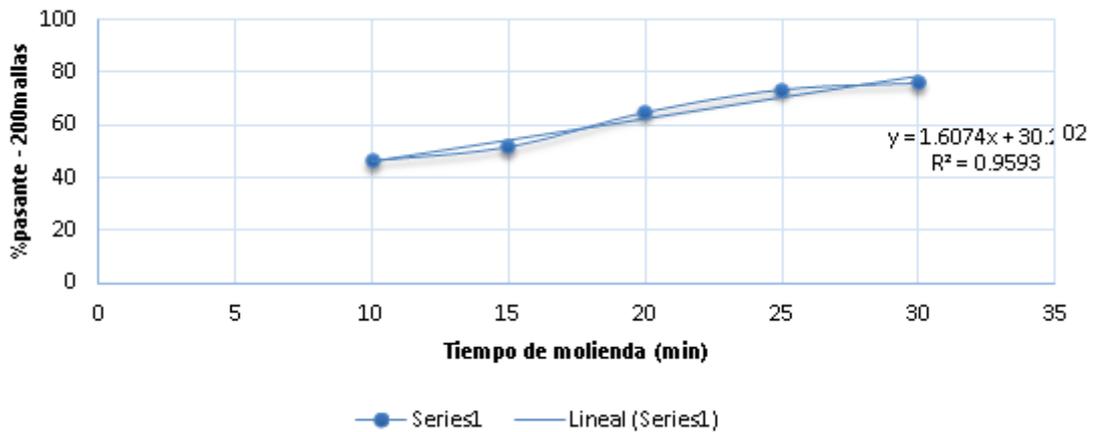


Tabla 5

Coefficiente de regresión para % recuperación

| | CONSTANTE | 51,877 |
|------------------------|-----------|-----------|
| A: %SÓLIDOS | | -0,167833 |
| B: COLECTOR | | 0,04825 |
| C: TIEMPO DE FLOTACIÓN | | 1,59083 |
| AB | | 0,005975 |
| AC | | 0,0418333 |
| BC | | -0,02675 |

Tabla 6

Resultados de la estimación para %recuperación (y)

| %SÓLIDOS (%) | COLECTOR A-238 (G/TM) | TIEMPO DE FLOT. (Minutos) | %RECUPERACIÓN (%) |
|--------------|--------------------------|---------------------------------|----------------------|
| 30,0 | 60,0 | 8,5 | 71,0391 |
| 31,0 | 60,0026 | 8,70616 | 71,8498 |
| 32,0 | 60,008 | 8,91582 | 72,6824 |
| 33,0 | 60,0157 | 9,12881 | 73,537 |
| 34,0 | 60,0249 | 9,34496 | 74,414 |
| 35,0 | 60,035 | 9,56411 | 75,3134 |

De acuerdo a la tabla 6 se tiene la estimación para el % de recuperación que comprenden desde 30 % hasta 35% de sólidos de las cuales se tiene una buena recuperación en 35% sólidos.

Tabla 7

Condiciones operativas y balance metalúrgico

| CONDICIONES OPERATIVAS FACTORIALES | | | | |
|------------------------------------|----------------------|------------------|---------------------------------|---------------------------|
| Densidad de pulpa | 1184 g/l | | | |
| Granulometría | 65% -200 Malla | | | |
| Peso mineral | 592 g | | | |
| Peso agua | 1776g | | | |
| Tiempo de flotación | 7 Min. | | | |
| Dosificación Z-6 | 80g/TM | | | |
| Dosificación a-238 | 50 g/TM | | | |
| Dosificación MIBC | 50 g/TM | | | |
| % de sólidos | 25,00 % | | | |
| Ph | 9,5 | | | |
| r.p.m (acondicionamiento) | 1500 | | | |
| r.p.m (flotación) | 1350 | | | |
| Tiempo de acondicionamiento | 9min | | | |
| Volumen útil de celda | 2000 cm ³ | | | |
| RESULTADOS METALÚRGICOS | | | | |
| | Peso (g) | Ley (g/tm) Au | Contenido metálico (g) Au | Recuperación (%) Au |
| Producto | | | | |
| Cabeza (F) | 592 | 10 | 0,0059 | |
| Concentrado (C) | 64 | 62,5 | 0,0040 | 67,57 |
| Relave (T) | 528 | 3,64 | 0,0019 | 32,43 |

4. CONCLUSIONES

Es posible concluir que la mayor liberación de partículas se da en la malla 200 con un 90% de liberación. De acuerdo a los datos experimentales y los datos que arrojó el statigraphic podemos afirmar que con un %de solidos de 35%, xantato 50g/tm, 10 minutos de flotación se optimizo el proceso de flotación de oro con un Valor Optimo = 76,0466

El efecto de la variable % de sólidos al aumentar de 25 a 35 %, (X1), es importante por el incremento de la recuperación del oro en 1, 5375 de efecto. Además, el efecto de la variable X2, que corresponde a la dosificación del colector A – 238 es casi constante, y también el efecto de las interacciones X1X2, X1X3, son realmente mínimos y X2X3, X1X2X3, son negativos y también mínimos por tal razón no son consideradas relevantes en el proceso.

Otro efecto importante es el tiempo de flotación del mineral, al incrementar de 7 a 10 minutos (X3), también se considera importante en el incremento en la recuperación del oro en 1,0476. Mediante la evaluación de los resultados por el diseño experimental se determinó que las variables que tienen mayor incidencia en el proceso de flotación de este mineral son: % de sólidos, tiempo de flotación.

Conflicto de intereses / Competing interests:

Los autores declaran que no incurrir en conflictos de intereses.

Rol de los autores / Authors Roles:

Juan Suca: Conceptualización, análisis formal, investigación, metodología, administración del proyecto, recursos, software, supervisión, validación, visualización, escritura -preparación del borrador original, escritura -revisar & edición.

Gregorio Palomino: Conceptualización, metodología, administración del proyecto, software, escritura -preparación del borrador original, escritura -revisar & edición.

Fuentes de financiamiento / Funding:

Los autores declaran que no recibieron un fondo específico para esta investigación.

Aspectos éticos / legales; Ethics / legals:

Los autores declaran no haber incurrido en aspectos antiéticos, ni haber omitido aspectos legales en la realización de la investigación.

REFERENCIAS

- Astucuri, T. & Venancio. (1999). Introducción a la flotación de minerales. Revista del Instituto de Investigaciones – F.G.M.M.C.G – UNMSM. 2 (3), 69 – 83.
- Azañero, A. (1999). Evaluación de reactivos de flotación. Revista del Instituto de Investigación de la F.G.M.M.C.G.–UNMSM. 2 (4), 77-93.
- Ballester, A. (2000). Metalurgia Extractiva. Editorial Síntesis, S.A. Madrid-España.
- Bueno, H. (2003). Procesamiento de Minerales. Impreso en Jauja–Perú.
- Castro, S. (1983). Curso Panamericano de Metalurgia Extractiva, Programa Regional de la OEA, Departamento de Ingeniera Metalúrgica Universidad de Concepción, Fundamentos Físico Químicos de la Flotación.

- Douglas, C. (1992). Diseño y Análisis de Experimentos. Editorial Iberoamérica, Capítulos 9, 10, 11. Páginas 270, 319 y 335.
- Gutiérrez, H. (2004). Análisis y Diseño de Experimentos. Editorial Caz prensa Digital, S.A. México.
- Jiménez, J. (2001). Tratamiento de minerales sulfurados de Cobre aurífero del yacimiento Patacancha Por flotación. Cusco
- Louis, J. (2007). Fundamentos De La Flotación. Universidad de los Andes- Venezuela
- Loza, M. (2009). Concentración por el método de flotación por espumas del mineral sulfurado de Cobre-Molibdeno del proyecto las Bambas. Cusco
- Mc Donald, E. (1983). Alluvial mining. Chapman & Hall, London.
- Ojeda, M. & Reyes, J. (2006). Recuperación de metales preciosos provenientes de presa de jales. Instituto de Metalurgia, Universidad Autónoma de San Luis Potosí San Luis Potosí, S.L.P., México.
- Quiroz, I. (1998). Flotaciones diferenciales de sulfuros. UNI
- Tobón, C. (2013). Estudio de la Hidrofobicidad de Oro Nativo y su Efecto en la Flotación Espumante Directa. Universidad Nacional de Colombia, Facultad de Minas, Departamento de Materiales Medellín.
- Vargas, J. (1995). Metalurgia del oro y la plata. Editorial San Marcos. Lima.
- Villachica, C. (1985). Flotación de menas polimetálicas. Curso de flotación - UNI
- Xstrata Copper. (2007). Flotación de Minerales – Manual De Procedimientos. División Xstrata – Tegnology.