

Estudio para la flotación Bulk Pb – Ag, de una pulpa de la lixiviada en ácido caliente de la refinación electrolítica del Zn, a nivel de laboratorio, UMA

Study for the Bulk Pb - Ag flotation of a pulp from the hot acid leachate from the electrolytic refining of Zn, at the laboratory level, UMA

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 Juliaca, Juliaca
<https://orcid.org/0000-0003-4610-158X>

Recibido el 27/11/20 | Aceptado el 17/12/21
DOI: <https://doi.org/10.47190/nric.v3i1.136>

Resumen

El presente estudio se realizó con el objetivo de evaluar la flotación bulk Pb-Ag de una pulpa lixiviada en medio ácido fuerte caliente, considerando las variables pH y tiempo de flotación en relación a la recuperación y concentración del mineral. La investigación se desarrolló en el marco de la investigación experimental, aplicada y tecnológica. La muestra estuvo constituida por 1355 gr. de pulpa residuo de la lixiviación ácido fuerte caliente de las calcinas de la tostación del concentrado de Zn, acondicionándola con los reactivos Ar 1404, Flotador S 72, MIBC y Silicato de Na reactivos utilizados durante 30 minutos. La flotación por espumas se realizó a pH 2, 4 y 6 y, a 20, 30 y 40 minutos como períodos de flotación, obteniéndose como resultados que la flotación óptima se consigue a pH 2 y a 20 minutos, y un concentrado cleaner con recuperaciones en peso de 50.94%, y una ley de 42.10% para el Pb, 122 oz/tc para la Ag y 6.38% para el Fe, contenido fino de 83.08% de Pb, 26.48 oz/tc de Ag y 13.45% de Fe, y una distribución de 994.76% para el Pb, 96.64 para la Ag y 22.12 para el Fe.

Palabras claves: *Flotación Bulk Pb-Ag, Flotación colectiva Pb-Ag, Concentrados Bulk Pb-Ag, Flotación en medio ácido, Recuperación de residuos de lixiviación ácido fuerte caliente.*

Abstract

The present study was carried out with the objective of evaluating the bulk Pb-Ag flotation of a pulp leached in a hot strong acid medium, considering the variables pH and flotation time in relation to the recovery and concentration of the mineral. The research was developed within the framework of experimental, applied and technological research. The sample consisted of 1355 gr. of pulp residue from the hot strong acid leaching of the calcines from the roasting of the Zn concentrate, conditioning it with the reagents Ar 1404, Flotador S72 MIBC and Na Silicate reagents used for 30 minutes. The foam flotation was carried out at pH 2, 4 and 6 and, at 20, 30 and 40 minutes as periods of flotation, obtaining as results that the optimum flotation is achieved at pH 2 and 20 minutes, and a cleaner concentrate with recoveries in weight of 50.94%, and a grade of 42.10 % for Pb, 122 oz / tc for Ag and 6.38% for Fe, fine content of 83.08% of Pb, 26.48 oz / tc of Ag and 13.45% of Fe, and a distribution of 994.76% for Pb, 96.64 for Ag and 22.12 for Fe.

Keywords: *Bulk Pb-Ag Flotation, Collective Pb-Ag Flotation, Bulk Pb-Ag Concentrates, Acid Flotation, Recovery of hot strong acid leach.*

Introducción

La metalurgia extractiva involucra diversas operaciones asociadas al beneficio, concentración y extracción de minerales y/o compuestos, basada en las leyes de la mecánica y o termodinámica que intervienen en las operaciones de reducción de tamaño, separación sólido-líquido, líquido-líquido de minerales (Restrepo, Bustamante y Gaviria 2019). Cuando las operaciones de separación de minerales se desarrollan en medio acuoso se conoce como hidrometalurgia, si se desarrollan a elevadas temperaturas se denomina pirometalurgia y si se emplean métodos electrolíticos es conocida como electrometalurgia, encontrándose integrado en este último la hidro y piro metalurgia.

Uno de los procesos hidrometalúrgicos es la concentración de minerales basado en operaciones para elevar la concentración porcentual del mineral, por la separación sólido-sólido, produciendo la separación de los minerales, y obtener una pulpa enriquecida del mineral determinado (Bustamante, Gaviria. Restrepo 2008).

Entre los métodos de concentración tenemos la flotación por espumas, basado en el principio fisicoquímico de concentración de minerales en suspensiones acuosas, y que consiste en la segregación de partículas sólidas hidrofóbicas de partículas sólidas hidrofílicas, interviniendo inyección de burbujas de aire en si en este método intervienen las tres fases, sólido, líquido y gaseoso en las interfaces, sólido-líquido, sólido-gases y líquido gas (Gaviria, Restrepo y Bustamante 2007).

La flotación por espumas consiste en la adhesión selectiva de una pulpa acuosa mineralizada a burbujas de aire formadas por efecto de inyección de aire, separándose los minerales adheridos como espumas mineralizada, formando el concentrado, quedando en la pulpa el estéril (Dance 2017). Existen cuatro tipos de flotación por espumas, la directa, inversa, selectiva o diferencial y la bulk o colectiva. En la primera se flota directamente el mineral valioso quedando en el non float la ganga, en la segunda se flota la ganga y queda en el non float el mineral valioso, en la tercera se flota un solo mineral en cada etapa del proceso, quedando en la non float otro(s) mineral(es) y estériles, en la cuarta se obtiene en un solo concentrado todos los minerales valiosos y un relave con material sin valor o ganga.

Apaza (2018) clasifica las variables en 3 grupos: las relacionadas a los componentes químicos, las de los equipos y y las de los ambientes de flotación. En el primer grupo tenemos la dosis y potencia del reactivo, colectores, espumantes, modificadores, activadores, depresores, indicadores de pH, pH de mejor selectividad. En el segundo grupo tenemos agitación de la pulpa, configuración del banco de celdas, agitación de las pulpas (rpm) y remoción de espumas. En el tercer grupo tenemos densidad de alimentación, tamaño de partículas (densidad y forma), grado de liberación (diseminación), grado de oxidación (degradación), pH natural del mineral, densidad de

pulpa (% de sólidos), temperatura, flujo de aire, remoción de la espuma, ley del mineral.

Por otro lado, el residuo plomo plata es un subproducto que se obtiene del proceso de refinación electrolítica del zinc. Este consta de las etapas de tostación, lixiviación, purificación y electrodeposición, El residuo es producida en la segunda etapa de lixiviación, la lixiviación ácida fuerte caliente, donde la calcina obtenida en la tostación es tratada a 90 °C de temperatura, con 160 gr/lt de H₂SO₄ durante 5 horas se obtiene el subproducto residuo plomo plata cuya composición es Zn 8.26%, Cu 0.22%, Cd 0.10%, Fe 30.14%, Pb 1.08%, Ag 7.12 oz/tc a parte de jarosita.

Una característica de la refinación de Zinc es la producción de este residuo, por o que se han planteado diferentes métodos para su recuperación tanto pirometalúrgicos e hidrometalúrgicos.

Tratamiento pirometalúrgico

En el procedimiento Hoberkent-Overpelt, el residuo Pb-Ag es alimentado con minerales complejos de Fe y Pb al horno de manga de la fundición de plomo Parga y Carrillo 1996). El 30% del Pb de carga proviene de los sulfuros de Pb con un contenido de 60 % de plomo, recuperándose los elementos valiosos menos el zinc que pasa a la escoria (Nonalaya 2002). También se trata la fusión de esta mezcla en horno eléctrico, recuperándose en dos etapas el zinc contenido. En el proceso Mitsubishi - Australasia, se han desarrollado procesos de fusión en hornos eléctricos de 600 Kv, obteniéndose un bullón de plomo, escoria y mata (Nonalaya 2002). La recuperación alcanza el 90 % de plomo, refinándose posteriormente mediante el método electrolítico por el proceso Beta recuperándose la plata en los lodos. El proceso Nordeuter, trata en horno eléctrico utiliza mezcla de sulfuros de Pb y polvos de horno de manga peletizados y secos con resultados satisfactorios (Nonalaya 2002). El proceso Norske, consiste en la selección de residuo Pb - Ag y una mezcla de jarosita (Cardoza 2019), recuperándose de 60 % a 64% de Pb y 80 a 85 % de Ag en el bullón formado.

Tratamientos hidrometalúrgicos.

Debido a que los sulfatos de plomo son poco apreciados por las fundiciones, se han realizado estudios para aplicar diferentes procesos de fusión de una mezcla de residuos Pb-Ag y jarosita.

La lixiviación con solución de sulfato de amonio, mediante el cual se disuelve el plomo y la plata (Gallardo 2017). El plomo puede recuperarse por electrólisis, dióxido de plomo, sulfato de plomo por evaporación del amonio (Azañero, Aramburu, Quiñones, Puente, Cabrera, Rengifo, Falconí. 2012), con un rendimiento de extracción de plomo de 80 %. La lixiviación con aminos solubiliza hasta un 90% de plomo Insuflando dióxido de carbono, separando el plomo de la solución como carbonato básico o también por electrólisis (García 2016, Aramburu 2000), solubilizando hasta un 90% de plomo Insuflando dióxido de carbono separando el plomo de la solución como carbonato básico, o por electrólisis

(García 2016). En la lixiviación con cloruro de sodio, el oxidante es el cloro – gas. La plata es precipitada con sulfuro de sodio y luego el plomo con la adición de carbonato de sodio o de calcio. El proceso Complex, trata el residuo proveniente de una lixiviación a presión de concentrados piriticos complejos, lixivándolos en una solución de salmuera logrando extraer el 96 % de plomo como de plata (Parga y Carrillo 1996). De la solución obtenida se precipita sucesivamente el Pb y la Ag por cocentración con Zn metálico, separándolo de la solución obtenida por extracción por solventes y electrólisis. El proceso RPC Pubate, emplea una lixiviación con salmuera más la adición de cloruro de calcio para controlar el contenido de sulfatos (Hernández 2013). La acción obtenida es neutralizada con lechada de cal para precipitar el plomo y la plata como hidroxidocloruros, calcinándolo posteriormente para formar un óxido de plomo de 47 a 55 % de Pb y altos valores de Ag. La recuperación obtenida alcanza el 95 – 98 % para el plomo y alrededor de 1 % para la plata. En el proceso Akita – Mitsubishi de la lixiviación de calcinas de Zn es enviado a una planta de flotación donde se obtiene concentrado de Ag (Aramburu 2000 y , Azañero, Quiñones, Puente, Cabrera, Rengifo, Falconí. 2012), conteniendo 210.64 oz/tc de plata contra 12.57 oz/tc de contenido inicial del residuo de lixiviación, con un rendimiento de 77 % en plata de 293 oz/tc de plata. De acuerdo a observaciones micrográficas la flotación es posible, recuperándose plata, como plata metálica y argentita asociada a esfalerita que se mantiene dentro de las partículas gruesas (Aramburu 2000). Todo esto debido a las condiciones de tostación y lixiviación de los concentrados de zinc. El concentrado de plata es tostado y lixiviado con ácido sulfúrico, obteniéndose un residuo de PbSO₄ y SiO₂, del filtrado se separa la plata precipitándola con cloruro de plata, recuperándose la plata con polvo de zinc, fierro o cobre. La mezcla es filtrada y neutralizada con CaCO₃ produciéndose gypsum. El filtrado es enviado a la lixiviación del proceso y el cloruro de plata es repulpado, adicionando chatarra de fierro, separando la esponja de fierro, secada y fundida para obtener plata cruda de 99.5% de pureza, refinándola, obteniéndose un rendimiento del 99%, el más alto del obtenido con un método pirometalúrgico. En otro método de extracción de residuo Pb – Ag es sometido a segregación mediante la tostación con adición de carbon y cloruro de calcio para formar sulfuro de plomo (Artica y Rivera 2016). Este es posteriormente separado de la ganga por flotación, recuperando de 90 a 97% de plomo y 80 – 90 % para la plata. Mediante la separación por flotación el proceso Austriano obtiene 55 % de plomo, un concentrado de plata con un 5 a 6 % de plomo y estériles que aún contienen plata (Aramburu 2000). El proceso Vielle, también flota el residuo plomo plata, obteniendo un 50% de plomo, un concentrado de 1 a 3 de plata y estériles (Aramburu 2000, Dance 2017). El concentrado de plata sigue un tratamiento especial, siendo enviado al horno de manga el plomo, almacenando los estériles que aún contienen plomo, obteniéndose un 80% de plata. El proceso Mex – Peroles se basa en el mejoramiento de la calidad del residuo plomo – plata (Apaza 2018), mediante el empleo de la flotación selectiva antes de ser enviado a la zona de fundición (Dance 2017), determinándose que para conseguir el objetivo debe

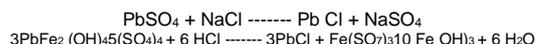
evitarse la formación de compuestos jarosíticos que acompañan al residuo. Ya que su presencia impide buenas recuperaciones en la flotación (Aramburu 2000). Se obtiene un concentrado de plata y otro de plomo alcanzando 1 y 2 % de recuperación para la plata y el plomo respectivamente. Existe otro proceso, en el que se filtra y seca el residuo compuesto principalmente por ferrita de zinc, cadmio, plomo, indio, cobre, plata, antimonio y arsénico. Estos son alimentados al horno rotatorio donde el zinc, plomo, cadmio, indio son volatilizados en forma de perdigones al entrar en contacto con la atmósfera oxidante, que al ser enfiados son captados por bolsas filtrantes para ser sometidos a lixiviación y precipitación, logrando separar el zinc, plomo cadmio, indio como concentraos sólidos y ser refinados (Nonalaya 2002). El fierro, cobre y plata que permanecen aún en el perdigón bajo la condición reducida son descargados y enviados para evitar que se oxiden, finalmente son separados, los perdigones, las esponjas de fierro de carbón, luego estas se precipitan, el cobre obtenido en las aguas ácidas, también se recuperará el cobre, la plata contenida en la esponja de fierro (Aramburú 2000).

Tratamientos hidrometalúrgicos por concentración

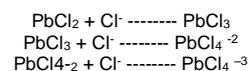
Para el tratamiento de los residuos de lixiviación de calcinas de la refinación del zinc se analizó entre una recuperación pirometalúrgica y otra hidrometalúrgica, además un proceso de concentración, existiendo la tendencia mundial de cambiar los procesos pirometalúrgicos por los procesos hidrometalúrgicos básicamente por condiciones de contaminación ambiental y de altos consumos energéticos (Dabce 2017).

Lixiviación ácida clorurante

En este método la extracción del Pb y la Ag, se efectúa mediante una lixiviación en medio ácido clorurante. Los iones cloruros son aportados por el NaCl que es el reactivo de lixiviación (Aramburu 2000), adicionando también ácido clorhídrico para la disolución de plumbojarosita y de la argentojarosita, favoreciendo la solubilización de los demás compuestos presentes (Dance 2017). Al poner en contacto el residuo Pb-Ag con la solución lixivante se originan las siguientes reacciones según Aramburú (2000):



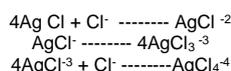
Al encontrarse con el PbCl₂ formado con exceso de iones cloruros, reacciona formando complejo clorurados, según (Aramburú 2000):



Para la plata se realizan las siguientes reacciones:



En todas estas reacciones se forma NaCl insoluble el cual es solubilizado debido a la formación de compuestos clorurados según:



Utilizando cloruro de calcio, que reacciona con los aniones sulfato para precipitar CaSO_4 , para favorecer la extracción de Pb, separando de la solución el Pb y Ag del residuo de la lixiviación clorurante (Aramburu 2000), separándolos de la solución por cementación con polvo de zinc de 200 micras según:



Se separa el Pb – Ag y se seca constituyendo este el producto final del proceso. El cemento de Pb es fundido, y la solución pobre de plomo plata es enviada a una planta de tratamiento de efluentes.

Flotación selectiva o diferencial Pb - Ag

El plomo y la plata se separa mediante una concentración de espumas, tratando de enriquecer el residuo produciendo concentrado de óptima ley (Dance 2017, Apaza 2018). El proceso consta de 2 etapas, en la primera se recupera Ag como concentrado de Ag, mientras que las colas pasa a una segunda etapa en la que se recupera el Pb como concentrado de Pb. En este proceso las pérdidas son menores de las que resultarían de tratar el residuo directamente por el proceso pirometalúrgico.

Obtención del concentrado de Ag.

El residuo Pb-Ag está compuesto de PbSO_4 y $\text{AgSO}_4 \cdot 3\text{Ag}_2\text{Fe}_6(\text{SO}_4)_{12}(\text{SO}_4)_4$. La primera etapa, es la recuperación de la Ag, en un proceso de flotación en medio ácido, utilizando como reactivos cal para regular el pH (Cárdenas 2014), Silicato de sodio como modificador, MIBC como espumante, Ar 1404 como colector (Garay y Muñoz 2012, Orozco 2012, Mamani 2017).

El proceso de flotación es el convencional. Para Dance (2017) consta de un circuito de flotación rougher, cuyas espumas pasan a un circuito de flotación cleaner, las colas de este circuito pasan a un depósito de medios, y para circular a la flotación previo acondicionamiento y mezcla con residuo inicial a tratar. En la flotación cleaner las espumas pasan a una flotación recleaner y las colas al depósito de medios para luego ser recirculadas, las espumas de recleaner van a un espesador, donde el overflow pasa al filtro prensa y el underflow recircula al proceso de lixiviación, mientras que las colas del circuito van al tanque de relaves para ser almacenadas para su posterior tratamiento de flotación de plomo.

Obtención del concentrado de plomo

Esta segunda etapa se realiza bajo el procedimiento de la primera etapa, así, los reactivos: el dispersante para generar la fuerza de repulsión entre las partículas minerales, regulador de pH, como colector espumante.

El proceso y circuito de flotación es similar al de la plata con flotación rougher, cleaner y recleaner, pasando las colas del clener y rougera a recircular en el proceso y las colas del recleaner a las canchas de relave.

Flotación Colectiva o Flotación BulK Pb-Ag

El proceso se realiza bajo los principios de la flotación colectiva o flotación bulk, con la finalidad de recuperar del residuo, el Pb y la Ag. El efecto de los reactivos utilizados en el acondicionamiento fue individual, así, como regulador de pH fue Cal para elevar de 1 a 2, 4 y 6, adicionado como lechada de cal al 20%, colector el AR 1404 para la recuperación del Pb y Ag y generar su repelencia con el agua. y liberar el Pb y Ag, el modificador Flotador S72 activando las partículas de Pb y Ag de la pulpa, generando agitación en esta, dejándolas libres para ascender a la superficie (Hanco 2018), como espumante se utiliza el MIBC.

El circuito de flotación es el convencional, utilizado en la flotación selectiva, que consta de tres etapas, la flotación rougher, cleaner y recleaner, recirculando las colas de las etapas rougher y cleaner, mientras que las espumas pasan a la siguiente etapa, las espumas de la flotación recleaner son secadas obteniéndose el concentrado bulk Pb-Ag y las colas que contienen las gangas o estériles se desechan.

Material y Método

El estudio se centra en los parámetros de la investigación aplicada de diseño experimental (Hernández, Fernández, Baptista 2014) y tecnológica. La muestra estuvo constituida por 1355 gr. de residuo plomo plata proveniente de la lixiviación ácida fuerte del proceso de refinación electrolítica del Zn

Procedimiento

Muestreo

Características del Concentrado y Calcina de Zn

Para el inicio del estudio se tomó una muestra del concentrado de Zn que ingresa al proceso de tostación y otra muestra de la calcina de Zn (producto que sale de la tostación), realizándose el análisis fisicoquímico para determinar su composición.

| TCaracterística físicoquímica del concentrado y calcina de Zn | | |
|---|---------------|-----------|
| elemento | Concentrado % | Calcina % |
| Zn | 52.50 | 59.50 |
| S/SO ₄ | -- | 1.50 |
| S/S- | -- | 0.30 |
| S total | 31.45 | 1.80 |
| Pb | 1.92 | 2.30 |
| Fe | 8.12 | 9.20 |
| Cu | 0.54 | 0.664 |
| Cd | 0.21 | 0.24 |
| Co | 0.002 | 0.003 |
| MgO | 0.6 | 0.08 |
| Mn | 0.30 | 0.40 |
| SiO ₂ | 1.50 | 1.75 |
| Si ₂ O ₃ | 0.23 | 0.25 |
| Insolubles | 1.85 | 1.97 |
| Ag g/li | 129.00 | 148.00 |
| As | 1.15 | 0.17 |
| Sb | 0.05 | 0.07 |
| Bi | 0.05 | 0.05 |
| Cl | 0.008 | 0.01 |
| Ni | 0.0025 | 0.003 |
| CaO | 0.35 | 0.40 |
| F | 0.03 | -- |
| Tl | 0.005 | -- |
| Ge | 0.005 | -- |
| Sn | 0.001 | -- |
| Hg | 0.005 | -- |
| Se | 0.006 | -- |

La plata se encuentra como argento jarosita y AgSO₄ en menor proporción. El Fe se encuentra como jarosita, Fe₂Fe(OH)₁₂(SO₄)₄ y el Zn se encuentra como sulfato hidróxido hidratado 6Zn(OH)₂.ZnSO₄.4H₂O. La ganga esta formada por yeso CaSO₄.2H₂O, cuarzo y SiO₂. El plomo se encuentra como SPb, que se oxida a PbSO₄ y en el proceso como plomo jarosita.

Características del Residuo Plomo Plata

Las características son muy diferentes en cuanto a la presencia de contaminantes en la calcina. Una observación visual, puede dar un indicador, así un residuo normal de color pardo da buenos resultados del rendimiento de la flotación, un residuo no suficientemente lixiviado es color pardo rojizo, contiene hierro y por consiguiente un arrastre del mismo en la flotación con muy buenos resultados, un residuo gris o negro contiene un exceso de MnO₂ y da un rendimiento bajo en la recuperación, un residuo amarillo está contaminado con jarosita que ha precipitado durante la lixiviación ácida, por lo tanto el concentrado también estará contaminado.

Granulometría

El análisis de granulometría, se realizó en húmedo en cicloaizer, así mismo, se realizó el cálculo del diámetro promedio de las partículas.

| Análisis granulométrico de residuo Pb /Ag | | | |
|---|--------------------|-------------------|-------------------------|
| Tamaño de partículas | % en peso (100 f.) | Diámetro promedio | % en peso menor que "d" |
| +40 | 11.47 | 57 | 100 |
| +30 | 04.47 | 35 | 88.55 |
| +21 | 5.09 | 25.5 | 84.06 |
| +14 | 4.23 | 17.5 | 78.97 |
| +10 | 5.22 | 12 | 74.74 |
| +10 | 8.72 | 5.0 | 68.77 |

Mineralogía

La composición es obtenida por difracción de rayos x. Los datos de espectrometría dan una información relativa de la composición y no una información cuantitativa exacta.

| Análisis mineralógico del residuo Pb/Ag y calcina de Zn | | |
|---|---------|---------|
| Elemento | Residuo | Calcina |
| Agua % | 54.04 | --- |
| Acidez gr/lit | 1.00 | --- |
| S/S-% | 0.27 | 0.20 |
| Zn gr/lit | 10.00 | 59.80 |
| W Sol /Zn | 5.30 | 2.68 |
| Cd mg/lit | 0.07 | 0.22 |
| Cu gr/lit | 0.19 | 0.81 |
| Fe total f/lit | 7.80 | 10.70 |
| Pb % | 17.60 | 1.44 |
| Ag %/TC | 54.00 | 4.70 |

Variables Operativas

En los siguientes cuadros se muestran las variables operativas a tener en cuenta, relacionadas al residuo plomo plata, a los procesos previos y al agua, al acondicionamiento y a la flotación.

| Variables operativas del residuo Pb/Ag | |
|--|---|
| Mineral a recup | Plomo –y plata |
| Impurezas | Fe, Zn, Cu, Cd, Co, mn, S, Ge B, Sb, Sn, Tl, Ge |
| Temperatura | 21 C |
| pH | 1 -1.5 |

| Variables operativas de los procesos previos y del agua | |
|---|---|
| Procesos | Comminución, Flotación, tostación lixiviación ácida |
| Gfuertegrulometría | - 400 m |
| pH | 1 |
| pH del agua | 7.12 |

| Variables operativas del acondicionamiento | |
|--|------------------------|
| Densidad de pulpa | Lavado 1490 |
| Densidad de pulpa | Salida – acondic. 1180 |
| Punto inicial de reacción | 00 min |
| Tiempo de acond. | 30 min |
| Temperatura | Ambiente 20°C |
| Agitación | 1800 rpm |
| pH | 2 – 4 – 6 |

| Variables operativas de la Flotación | |
|--------------------------------------|-------------|
| Tamaño de partícula | - 400 m |
| Densidad de la pulpa | 1800 |
| Temperatura Inicial | 20 °C |
| Temperatura final | 25.5 °C |
| Tiempo de retención nominal | 30 40 min |
| Tiempo de retención práctico | 10 – 15 min |

Reactivos

Para la flotación de carbonato de plomo se utilizó promotor Ar 1404, el flotador S – 72 como colector de anglesita PbSO₄, plumbojarosita PbFe(OH)₆((SO₄)₂)₂ y materiales nobles de Ag que aparece como residuo de la lixiviación, Silicato de sodio para la dispersión del FeO y depresor de gangas silicatadas, Cal como regulador de la alcalinidad, MIBC como espumante para la recuperación de óxidos de plomo.

Flotación bulk Pb-Ag

Para la flotación se realizó un muestreo de los filtros de la lixiviación, luego de secar se homogenizó y se tomó las muestras necesarias para el estudio, y los análisis respectivos de acuerdo a la figura N° 1:

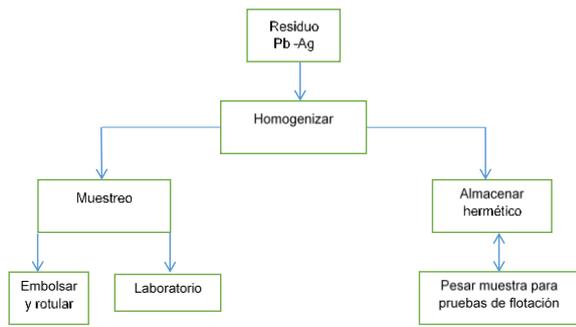


Figura 1. Diagrama de flujo del Muestreo

Para la flotación por espumas se tomó 1355 gr de residuos Pb/Ag (pH 1), luego fueron lavados con 4 litros de agua (pH 7.12) durante 20 min, observándose un cambio en el pH de 1 inicial a 1.5 final. El acondicionamiento se realizó durante 30 min. con los reactivos Ar 1404, Flotinos S72, MIBC y Silicato de Na, luego se realizó la flotación convencional, adicionando los reactivos Flotinos S72 y MIBC, obteniéndose el concentrado rougher, las colas recirculan al acondicionamiento. Este concentrado pasa a la flotación cleaner donde se obtiene el producto final el concentrado cleaner – concentrado bulk Pb-Ag, las colas o relaves se desechan, el concentrado cleaner fue filtrado, secado y pesado para realizar el análisis respectivo,

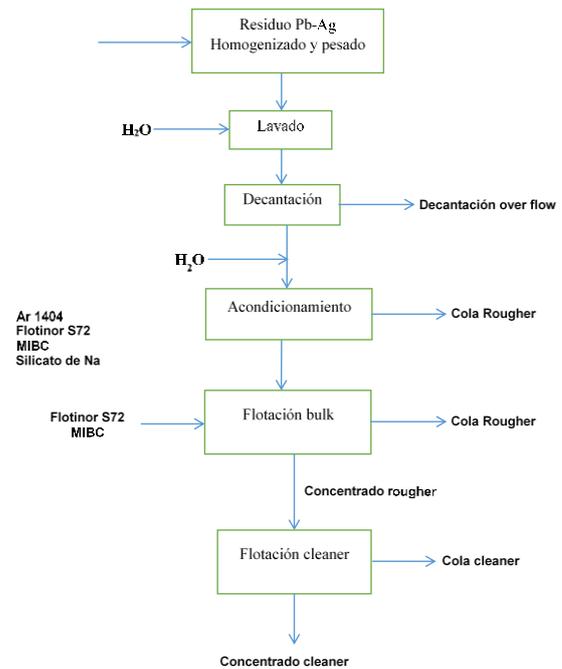


Figura 2. Diagrama de flujo de Flotación bulk Pb-Ag

Resultados

Se realizaron pruebas a pH 2, 4 y 6 con períodos de flotación de 20, 30 y 40 minutos. A continuación se presentan los resultados con su respectivo Balance Metalúrgico.

Tabla 1. Pruebas realizadas a pH 2 con 20, 30 y 40 minutos de flotación

| Tiempo de flot | Flot. | Peso | | Análisis | | | Contenido fimo | | | Distribución | | |
|----------------|-----------|--------|--------|----------|----------|-------|----------------|-----------------------------|-------|--------------|--------|--------|
| | | gr | % | Pb % | Ag Oz/TC | Fe % | Pb % | Ag Oz/TC x 10 ⁻³ | Fe % | Pb % | Ag % | Fe % |
| 20 | Conc. Cl. | 196.90 | 50.94 | 42.10 | 122 | 6.38 | 83.08 | 26.48 | 13.45 | 94.86 | 96.64 | 22.12 |
| 20 | Conc. Cl. | 37.10 | 9.60 | 2.88 | 6 | 12.99 | 1.08 | 0.25 | 4.82 | 1.23 | 0.91 | 7.93 |
| 20 | Conc. Ro | 152.50 | 39.46 | 2.24 | 4 | 27.89 | 3.42 | 0.67 | 42.53 | 3.91 | 2.45 | 69.95 |
| | Can. Cal. | 386.50 | 100.00 | 22.61 | 64 | 15.73 | 87.58 | 27.40 | 60.80 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 30 | Conc. Cl. | 205.71 | 53.10 | 44.00 | 127 | 9.35 | 90.51 | 28.34 | 19.24 | 94.34 | 97.25 | 32.44 |
| 30 | Conc. Cl. | 74.11 | 19.13 | 3.84 | 5 | 11.90 | 2.85 | 0.33 | 8.82 | 2.97 | 1.13 | 14.87 |
| 30 | Conc. Ro | 107.58 | 27.77 | 2.40 | 4 | 29.04 | 2.58 | 0.47 | 31.25 | 2.69 | 1.62 | 52.69 |
| | Can. Cal. | 387.40 | 100.00 | 24.77 | 68 | 15.31 | 95.94 | 29.14 | 59.31 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 40 | Conc. Cl. | 219.89 | 55.73 | 46.15 | 122 | 11.45 | 91.91 | 30.71 | 25.81 | 94.13 | 98.43 | 42.62 |
| 40 | Conc. Cl. | 45.26 | 11.47 | 4.18 | 6 | 10.94 | 2.65 | 0.32 | 12.32 | 2.71 | 1.01 | 20.35 |
| 40 | Conc. Ro | 129.42 | 32.80 | 2.54 | 4 | 31.53 | 3.13 | 0.17 | 22.42 | 3.91 | 0.56 | 37.03 |
| | Can. Cal. | 394.57 | 100.00 | 26.83 | 72 | 15.13 | 97.65 | 31.20 | 60.55 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

De acuerdo a la Tabla 1, para 20, 30 y 40 minutos de flotación los resultados cleaner muestran una recuperación para el plomo entre, 94.86 %, 94.34% y 94.13%, y para la plata 96.64%, 96.25% y 98.43%. En tanto que la ley de la plata tiene un comportamiento creciente, fluctuando entre 122, 124 y 126 oz/TC, y para el plomo 42.16, 44.00% y 46.15%. La recuperación del concentrado cleaner está asociada al arrastre de Fe que sigue igual tendencia 22.12%, 31.43% y 42.62%, observándose su activación con el tiempo de flotación, esto implica el arrastre de otros elementos como impurezas. Con respecto a la recuperación en peso, se tiene un comportamiento creciente en relación al tiempo de flotación en menor proporción como Cd, Co, An y Sb. Con respecto a la recuperación en peso también presenta tendencia creciente que van de 50.94%, 53.10% y 55.73%, siendo un indicador de una recuperación aceptable.

El análisis de estas pruebas de concentrados bulk Pb/Ag, nos da un indicador del pH óptimo ya que los datos son confiables en cuanto a la distribución, recuperación y ley.

Tabla 2.
Flotación y Balance metalúrgico a PH 4

| Tiempo de flot Min | Flotación | Peso | | Pb % | Análisis Ag Oz/TC | Fe % | Contenido fimo | | | Distribución | | |
|--------------------|-----------|--------|--------|-------|-------------------|-------|----------------|-----------------------------|-------|--------------|--------|--------|
| | | gr | % | | | | Pb % | Ag Oz/tc x 10 ⁻³ | Fe % | Pb % | Ag % | Fe % |
| 20 | Conc. Cl. | 78.80 | 19.72 | 25.84 | 149 | 9.44 | 18.79 | 12.94 | 7.44 | 23.62 | 87.97 | 12.70 |
| 20 | Conc. Cl. | 81.80 | 20.47 | 27.76 | 8 | 13.20 | 22.71 | 0.72 | 10.80 | 28.55 | 4.89 | 18.44 |
| 20 | Conc. Ro | 239.00 | 59.81 | 15.92 | 4 | 16.88 | 38.05 | 1.05 | 40.34 | 47.83 | 7.14 | 68.86 |
| | Can. Cal. | 399.60 | 100.00 | 19.91 | 69 | 14.66 | 79.55 | 14.71 | 58.58 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 30 | Conc. Cl. | 152.71 | 36.78 | 20.96 | 156 | 12.26 | 32.00 | 26.26 | 18.19 | 37.96 | 91.50 | 28.25 |
| 30 | Conc. Cl. | 169.11 | 22.49 | 25.28 | 11 | 14.56 | 23.61 | 1.13 | 13.60 | 28.01 | 3.94 | 21.13 |
| 30 | Conc. Ro | 93.38 | 40.73 | 16.96 | 7 | 19.04 | 28.68 | 1.31 | 32.58 | 34.03 | 4.56 | 50.62 |
| | Can. Cal. | 415.20 | 100.00 | 20.30 | 63 | 15.50 | 84.29 | 28.70 | 64.37 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 30 | Conc. Cl. | 152.59 | 38.71 | 22.00 | 182 | 12.30 | 33.57 | 30.61 | 18.77 | 41.50 | 96.14 | 31.65 |
| 40 | Conc. Cl. | 76.67 | 19.45 | 26.90 | 6 | 16.60 | 17.18 | 0.50 | 10.32 | 21.24 | 1.57 | 17.40 |
| 40 | Conc. Ro | 164.94 | 41.84 | 16.24 | 4 | 28.24 | 30.15 | 0.73 | 30.22 | 37.26 | 2.29 | 50.95 |
| | Can. Cal. | 394.20 | 100.00 | 20.52 | 73 | 15.05 | 80.90 | 31.84 | 59.31 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

De acuerdo a la tabla 2, para una flotación a pH 4, la recuperación Cleaner de Pb es baja, presentando 23.62% 37.96% y 41.50% con tiempos de 20, 30 y 40 min, en contraste con la recuperación cleaner de la Ag 86.97%, 91.50% y 96.14% a los tiempos indicados, así mismo como la recuperación arrastra el Fe, este se encuentra en los 12.70% 21.13% y 31.65% en los períodos de flotación indicados. Con relación a la ley del mineral, para la plata se tiene 149 oz/tc 152 oz/tc y 186 oz/tc y para el plomo 22.00% 20.82% y 32.05%, El fierro como impureza 9.44%, 12.20% y 12.30%, como se observa la ley del PB y Ag es muy baja. Así mismo, la recuperación en peso del concentrado cleaner 78.80%, 152.71% y 152.59%, lo que nos da como indicador que el pH en que se esta realizando la flotación no es el óptimo para la recuperación del concentrado bulk pb/Ag.

Tabla 3.
Flotación y Balance metalúrgico a pH 6

| Tiempo de flot Min | Flotación | Peso | | Pb % | Análisis Ag Oz/TC | Fe % | Contenido fimo | | | Distribución | | |
|--------------------|-----------|--------|--------|-------|-------------------|-------|----------------|-----------------------------|-------|--------------|--------|--------|
| | | gr | % | | | | Pb % | Ag Oz/tc x 10 ⁻³ | Fe % | Pb % | Ag % | Fe % |
| 20 | Conc. Cl. | 219.01 | 55.07 | 24.16 | 137 | 15.84 | 52.91 | 33.07 | 34.35 | 59.29 | 95.13 | 56.28 |
| 20 | Conc. Cl. | 70.99 | 17.85 | 24.96 | 11 | 15.20 | 17.72 | 0.86 | 4.58 | 19.86 | 2.48 | 17.50 |
| 20 | Conc. Ro | 107.70 | 27.08 | 17.20 | 7 | 15.00 | 18.61 | 0.83 | 22.11 | 20.85 | 2.39 | 26.22 |
| | Can. Cal. | 397.70 | 100.00 | 2.44 | 66 | 15.50 | 89.24 | 34.76 | 61.04 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 30 | Conc. Cl. | 251.11 | 61.85 | 21.36 | 107 | 17.00 | 53.60 | 29.62 | 42.69 | 62.50 | 95.43 | 65.93 |
| 30 | Conc. Cl. | 52.01 | 12.81 | 25.92 | 11 | 14.72 | 23.48 | 0.63 | 8.30 | 15.72 | 2.03 | 12.82 |
| 30 | Conc. Ro | 102.78 | 25.34 | 18.16 | 7 | 14.00 | 8.68 | 0.79 | 13.76 | 21.78 | 2.54 | 21.25 |
| | Can. Cal. | 406.00 | 100.00 | 21.15 | 69 | 15.95 | 85.76 | 31.04 | 64.75 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |
| 40 | Conc. Cl. | 235.45 | 57.68 | 21.44 | 109 | 15.36 | 42.15 | 28.28 | 36.18 | 50.69 | 94.55 | 57.88 |
| 40 | Conc. Cl. | 76.62 | 18.77 | 22.40 | 18 | 14.88 | 17.64 | 1.01 | 11.76 | 20.64 | 5.08 | 18.81 |
| 40 | Conc. Ro | 96.13 | 23.55 | 16.16 | 14 | 15.56 | 23.37 | 0.62 | 14.57 | 28.67 | 0.37 | 23.31 |
| | Can. Cal. | 408.20 | 100.00 | 20.38 | 66 | 15.32 | 83.16 | 29.91 | 62.51 | 100.00 | 100.00 | 100.00 |

De acuerdo a la tabla 3, para una flotación a pH 6, la recuperación Cleaner de Pb es baja, presentando 59.29% 62.50% y 50.67% con tiempos de 20, 30 y 40 min, en contraste con la recuperación cleaner de la Ag 95.13%, 95.43% y 94.55% a los tiempos indicados, así mismo como la recuperación arrastra el Fe, este se encuentra en los 56.28% 65.93% y 57.88% en los períodos de flotación indicados. Con relación a la ley del mineral, para la plata se tiene 137 oz/tc 107 oz/tc y 109 oz/tc y para el plomo 24.16% 21.36% y 21.44%, El fierro como impureza 15.84%, 17.00% y 15.36%, como se observa la ley del PB y Ag es muy baja. Así mismo, la recuperación en peso del concentrado cleaner 51.07%, 61.85% y 57.68%, lo que nos da como indicador que el pH en que se esta realizando la flotación no es el óptimo para la recuperación del concentrado bulk pb/Ag.

Discusión de resultados

La recuperación de concentrados bulk plomo – plata a partir de los residuos de la lixiviación ácida fuerte en el proceso de refinación electrolítica del zinc, proporcionó hallazgos importantes tanto como la variación de pH para la búsqueda de la recuperación óptimo, el tiempo de flotación, la ley del mineral y la recuperación del Pb y Ag, que es conveniente analizar individualmente.

El pH de flotación y la recuperación del Concentrado BulK Pb/Ag

Es necesario considerar que el pH es de gran importancia en la flotación en referencia a la calidad de los minerales y al rendimiento del proceso de flotación, considerando la necesidad de controlarlo para realizar una flotación correcta, teniendo en cuenta que maximiza el rendimiento de los minerales y minimiza el uso de reactivos. En ese sentido, teniendo en consideración que la pulpa proviene del proceso de lixiviación ácida fuerte se propuso realizar el estudio en pH 2, 4 y 6 ya que el pH de los residuos de la lixiviación es variado y fluctúa entre 0.5 – 1.5, además, con fines de observar el pH óptimo para la recuperación del concentrado plomo y plata, teniendo como parámetro de control el tiempo de flotación y la recuperación del mineral.

De acuerdo a los hallazgos encontrados, el PH óptimo para la flotación en el que se recupera tanto el plomo y la plata en porcentajes claramente aceptables es en el que se obtiene recuperaciones del 94.86%, 94.34% y 94.13% para el plomo, y para la plata 96.64%, 96.25% y 98.43%, en contraste con la recuperación que se obtiene a pH 4, para el plomo 23.62% 37.96% y 41.50% y 86.97%, 91.50% y 96.14% para la plata y los resultados de la flotación a pH 6, 59.29% 62.50% y 50.67% para el plomo y 95.13%, 95.43% y 94.55% para la plata. Como se evidencia a pH 2 se logra una recuperación mayor tanto para el plomo y la plata considerando que se obtiene recuperaciones que superan los 90% tanto para el plomo como para la plata, a diferencia de lo que se consigue a pH 4 que van desde los 30 a 50% y pH 6 que se encuentran entre los 50% y 60 % para el plomo, observándose un comportamiento decreciente. Sin embargo, el comportamiento para la plata mantiene una tendencia a estabilizarse con recuperaciones por encima de los 90%. Cárdenas (2014) consideró que el estudio de la variable es importante en la flotación de minerales, ya que es fundamental para la recuperación y en la selectividad de los contenidos sólidos, así como en la depresión de minerales que arrastra la espuma. Además el proceso de flotación es sumamente sensible al pH cuando se trata de flotación selectiva. Apaza (2018) aplicando el criterio de evaluación de la importancia del ph en el beneficio de minerales, en pruebas de laboratorio realizado a mineral sulfurado de cobre, similares al estudio pero con otro mineral, encontraron que conforme se incrementaba el ph en las pruebas, se obtenían mayores recuperaciones del mineral. Por lo tanto es evidente que el pH básico o ácido influye en la recuperación del mineral, por lo que se hace necesario determinar el pH óptimo de flotación en función de la recuperación. Colqui (2017) consideró que uno de los parámetros que se relaciona

con la recuperación del mineral es el pH de flotación, ya que de ello va a depender la recuperación del mineral valioso. Mamani (2017) evaluó el consumo de cal para regular el Ph , considerando el pH de procedencia del mineral, la ley de la recuperación, por lo que es necesario determinar si se realiza la flotación a pH ácido o básico, tal como considera Aramburú (2000)) señalando que la recuperación va a depender del pH en que se flota y que para regular el pH ácido en la flotación es conveniente utilizar cal, ya que esta no va a alterar el proceso.

Tiempo de flotación y recuperación del concentrado bulk Pb/Ag

El tiempo considerado para la flotación de la pulpa del residuo pB/Ag, fue 20, 30 y 40 minutos. Estos períodos reportaron información muy relevante que se relacionan con la recuperación del concentrado bulk Pb/Ag.

El concentrado rougher (cleaner 1 y 2) obtenido fue 60.54%, 72.23% y 67.20 a pH 2, 41.19%,58.16% y 59.27% a pH 4 y 72.92%, 74.66% y 82.32% a pH 6, evidenciando que la mayor recuperación se obtuvo a p H 6, sin embargo , de acuerdo a la recuperación de la distribución de contenidos metálicos de PB, Ag y Fe la mayor recuperación se obtiene a p H 2, por lo que es conveniente analizarla en sus diferentes tiempos de flotación, a este pH se obtuvo una recuperación de 94.86%, 94.34% y 94.13% de plomo, 96.64%, 96.25% y 98.43% de plata y 22.12% , con 30.44% y 42.62% de Fe, datos que evidencian que la mayor recuperación se consigue a 20 minutos. de flotación en base a la distribución de los contenidos metálicos de Fe y Ag con un menor contenido metálico de Fe.

Por otro lado si se toma en consideración la recuperación del concentrado rougher obtenido del concentrado cleaner para los períodos de 30 y 40 min a primera vista sería viables, sin embargo si se analiza con la recuperación de los contenidos metálicos no es conveniente ya que estos porcentajes obtenidos son relativamente bajos para el Pb y Ag, pese a que el arrastre de Fe es menor. Para Artica y Rivera (2016) el tiempo de residencia o flotación depende de las características del material que se va a flotar y de la conjugación de los demás factores que intervienen en el proceso. En ese sentido Dance (2017) lo considera como una de las variables indispensables por su importancia en la separación del contenido metálico, que debe ser evaluada para obtener buenos resultados en el producto final, así mismo, Aramburú (2000) y Cardoso 2019) consideran que para la optimización de los circuitos de flotación el tiempo óptimo de esta etapa se determina aplicando criterios a través de pruebas cinéticas de flotación. En ese sentido, para (Dance 2017) el control del tiempo está directamente relacionado a la recuperación, la ley del mineral, el pH y la recuperación en peso y de los contenidos de los sólidos, sin embargo, esta se encuentra asociado al pH, según la naturaleza del mineral. De acuerdo a estos autores tal como se muestra en el estudio es necesario evaluar el tiempo de flotación teniendo en cuenta la relación existente con la recuperación de los contenidos metálicos.

Ley del concentrado bulk Pb-Ag.

La ley del mineral obtenido de acuerdo a las pruebas realizadas a pH 2, 4 y 6, así como a 20, 30 y 40 minutos de flotación brindan un reporte de 42.10%, 44.00% y 46.15% para el Pb, 122 oz/ec, 127 oz/tc y 127 oz/tc para la Ag y 6.89%, 35% a pH 2. 25.84%, 22.00% y 20.96% para el Pb, 149 oz/tc, 175 oz/tc y 156 oz/tc para la Ag, y 944%, 12.30% y 12.26% para el Fe a pH 4, 21.24.94%, 21.36% y 21.44% para el Pb, 137 oz/tc, 107 oz/tc y 108 oz/tc para la Ag, y 1.84%, 17.00 y 15.95% para el Fe, para 20, 30 y 40 minutos respectivamente. Datos que demuestran que a pH 4 se consigue una mayor ley para la plata y baja para el plomo, presentando un incremento a pH 6, sin embargo, al contrastar con la recuperación tanto del concentrado cleaner y del concentrado Pougher y la distribución de contenidos metálicos, no es conveniente su recuperación, por lo tanto es conveniente recuperar el concentrado bulk Pb/Ag a pH 2 y 20 minutos de flotación. Para Colqui (2017) la flotación del mineral va a depender de la ley de cabeza, y de esta va depender la concentración que se alcanza, en el producto final de la flotación. Artica y Rivera (2016) considera que la concentración del mineral presente en el producto de la flotación. Es importante, por lo tanto es conveniente estudiar métodos que permitan su mejora en el proceso de beneficio, así mismo, para Dance (2017) de esta concentración depende el valor económico del producto en el mercado nacional e internacional.

Por ultimo tal como planteó Aramburú (2000) la recuperación de los contenidos metálicos en un proceso de beneficio de minerales, va a depender de múltiples variables: pH, tiempo, densidad, mineralogía entre otros, pero es conveniente evaluar el pH y el tiempo en que se obtendrá buenos resultados tanto en peso como en ley del mineral, por eso Cardoso (2019) consideró que es conveniente realizar los estudios previos de las variables con fines de optimizar la flotación y conseguir una buena concentración en función de la ley del mineral en el producto final, así como disminuir la presencia de otros minerales contaminantes por efecto del arrastre de proceso.

Conclusión

La mayor recuperación de concentrados bulk plomo plata, tanto en porcentaje en peso como en contenido metálico a partir de los residuos de la lixiviación ácida fuerte se consigue en una flotación a pH 2.

El tiempo óptimo de flotación en que se consigue la mayor recuperación de concentrados bulk plomo plata es a 20 minutos, sin considerar el tiempo de tratamiento con los reactivos.

La mayor recuperación con una ley aceptable de los contenidos metálicos para el plomo y la plata se obtiene con una flotación a pH 2 y 20 minutos de flotación en celdas.

La presencia del hierro como arrastre de la flotación o impurezas es irrelevante, no perjudica el concentrado bulk plomo plata.

Referencias bibliográficas

- Artica C. M. Rivera R. J. (2016). Optimización del proceso de flotación de la Calcopirita en presencia de la pirita en la pulpa en la cocentradora Amistad. Compañía Minera Argentum. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico y de los materiales. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Junín. Perú.
- Azañerp P. A, Aramburu R. J, Quiñones L. J, Puente S. L, Camrera S. M, Rengifo S. Q, Falconí R. V. (2012). Flotación de minerales polimetálicos sulfurados de Pb, Cu, Zn. Instituto de Investigación de la Facultad de Geología, Minas, Metalurgia y Ciencias Geográficas.. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima - Perú. Recuperado de: <https://revistasinvestigacion.unmsm.edu.pe/index.php/iigeo/article/view/429>
- Cárdenas D. R (2014). Estudio para disminuir el consumo de cal en la planta concentradora CODELCO ANDINA. Tesis para optar el título de Ingeniero Químico. Universidad de Valparaiso. Valparaiso. Chile.
- Cardoza R. F. (2019). Incremento de la recuperación del Zn en el proceso de lixiviación aplicando la metodología en la Empresa Nexa Resources Cajamquilla. Tesis para optar el Título de Ingeniero de Metalúrgico. Universidad Nacional Mayor de San Marcos. Lima - Perú.
- Colqui L. J (2017). Evaluación del colector PQ 293 en la flotación de minerales plomo – plata en la Empresa Buenaventura. Unidad Mallay 2017. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión. Cerro de Pasco - Perú.
- Dance J.G. (2017). Evaluación del proceso de flotación en la planta concentradora Xtrata Tintaya S.A. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa. Perú
- Gallardo G. X. (2017). Estudio comparativo para el tratamiento de concentrados Oro y Cobre: lixiviación amoniacal y totatación lixiviación. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa - Perú.
- García V.M. (2016). Lixiviación de plomo tostado en medio de ácido orgánico. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas y Metalúrgico. Universidad Nacional Autónoma de México. México.
- Garay M. G, Muñoz A.A. ((2012). Estudio metalúrgico para la separación plomo – cobre en el circuito de flotación bulk en la planta concentradora San Juan Tamboraque. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico y de los materiales. Universidad Nacional del Centro del Perú. Huancayo. Junín - Perú.
- GaviriaC. A, Restrepo B. O, BustamanteR. M. Hidrometalurgia aplicada, Línea de metales preciosos. . Universidad Nacional de Colombia. Sede Medellín. Recupereso de: [file:///C:/Users/Jorge/Downloads/LibroHidrom%20\(3\).pdf](file:///C:/Users/Jorge/Downloads/LibroHidrom%20(3).pdf)

- Hanco C. C. (2018). Reemplazo de los colectores convencionales (Xantatos) por colectores innovadores en el proceso de flotación de minerales cupríferos. Tesis para optar el Título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa - Perú.
- Hernández A. P. (2013). Estudio del equilibrio sólido líquido con agua de mar, aplicado a procesos de lixiviación. Tesis para optar el Grado Académico de Doctor en Ingeniería de Procesos. Universidad de Antofagasta. Antofagasta - Chile.
- García V. M. (2016). Lixiviación de concentrado de plomo tostado en medio acuoso orgánico. Tesis para optar el título de Ingeniero de Minas y Metalurgista. Universidad Nacional Autónoma de México. México D.F. México.
- Mamani A.M (2017). Optimización de la planta concentradora San Genaro de la Empresa Minera San Genaro. Tesis para optar el título de Ingeniero Metalúrgico. Universidad Nacional de San Agustín. Arequipa - Perú.
- Orozco L. Y. (2012). Estudio del Efecto y tipo de concentración de espumantes en la selectividad del proceso de flotación a escala de laboratorio. Tesis para optar el título de Ingeniero Civil – Químico. Universidad de Chile. Santiago - Chile.
- Restepo B.O, Bustamante R. O, Gaviria C. A. . (2019). Introducción a la metalurgia extractiva. Instituto de Minerales Comtex. Universidad Nacional de Colombia. Medellín Colombia. Recuperado de: [file:///C:/Users/Jorge/Downloads/CONCENTRACION minerales %20\(7\).pdf](file:///C:/Users/Jorge/Downloads/CONCENTRACION%20minerales%20(7).pdf).