

Optimización del proceso de recuperación de minerales valiosos mediante la implementación del sistema de flotación

Optimization of the recovery process of valuable minerals through the implementation of the flotation system

ACEVEDO-FIGUEROA, Agustín†*, JUÁREZ-HERRERA, Francisco, CASTREJÓN-PEREZ, Sofía y FLORES-CABRERA, Julio Cesar

Tecnológico Nacional de México – Instituto Tecnológico de Iguala

ID 1^{er} Autor: Agustín, Acevedo Figueroa / ORC ID: 0000-0003-1008-8395, CVU CONACYT ID: 508650

ID 1^{er} Coautor: Francisco, Juarez Herrera / ORC ID: 0000-0002- 4167- 9406, CVU CONACYT ID: 551022

ID 2^{do} Coautor: Sofía, Castrejón Perez / ORC ID: 0000-0002-6609-8480, CVU CONACYT ID: 550877

ID 3^{er} Coautor: Julio Cesar, Flores Cabrera / ORC ID: 0000-0002-4344-9866, CVU CONACYT ID: 984138

DOI: 10.35429/JCE.2019.8.3.28.35

Recibido 03 de Marzo, 2019; Aceptado 30 Junio, 2019

Resumen

Se desea la optimización del proceso de flotación de minerales con contenido metálico valioso (oro y plata). El proyecto se dividió en: diseño y preparación de materiales y equipos, reducción de tamaños, fundición, copelación, apartado y flotación. Se practicaron dos procesos para determinar cuál es el más óptimo en la obtención de metales valiosos de las muestras de minerales. Los procesos utilizados fueron: dilución de valores y flotación; siendo el último el más eficaz, cumpliendo así el objetivo del proyecto de Optimizar el proceso en la obtención de minerales valiosos, como resultado de la implementación de este método, se flotó 1 kilo de mineral (andesita) del cual se obtuvieron 117 gr de concentrado de mineral, se fundieron 30gr de concentrado y se obtuvo 0.3061 gr de plata. Por el principio de electronegatividad se trató una muestra de mineral siendo este muy efectivo para la recuperación de valores. Este proyecto surgió de la necesidad que tienen algunas personas del estado de Guerrero en explotar minerales valiosos para suplir sus necesidades básicas, el 60 % del territorio de México tienen dueño, por tal motivo los microempresarios buscan asesoramiento para extraer mineral y de esta forma ayudar con la explotación de sus terrenos.

Optimización, Flotación, Recuperación de minerales

Abstract

The principal objective is the Optimization of the flotation process of minerals with valuable metallic content (gold and silver). The project was divided into: design and preparation of materials and equipment, size reduction, smelting, copellation, separation and flotation. Two Processes were practiced to determine which is the most optimal in obtaining valuable metals from mineral samples. The processes used were: dilution of values and flotation; the last one was the most effective, thus fulfilling the project objective of Optimizing the process in obtaining valuable minerals, as a result of the implementation of this method, 1 kilo of ore (andesite) was floated from which 117 g of ore concentrate were obtained, 30 g of concentrate were melted and 0.3061 g of silver was obtained. By the principle of electronegativity a sample of mineral was treated being this very effective for the recovery of values. This project arose from the need that some people in the state of Guerrero in exploiting valuable minerals to meet their basic needs, 60% of the territory of Mexico have owner, for that reason the microentrepreneurs seek advice to extract mineral and we help with the exploitation of their land.

Optimization, Flotation, Mineral recovery

Citación: ACEVEDO-FIGUEROA, Agustín, JUÁREZ-HERRERA, Francisco, CASTREJÓN-PEREZ, Sofía y FLORES-CABRERA, Julio Cesar. Optimización del proceso de recuperación de minerales valiosos mediante la implementación del sistema de flotación. Revista de Ingeniería Civil. 2019. 3-8: 17-27

* Correspondencia del Autor (correo electrónico: agustin.acevedo@itigualea.edu.mx)

† Investigador contribuyendo como primer autor.

Introducción

Actualmente se pretende implementar y optimizar la realización de análisis metalúrgicos de minerales con contenido de oro y plata, debido a que, en la región norte del Estado de Guerrero, se encuentra una zona de minerales metálicos con contenido de oro y plata, así como de minerales como Zinc, Plomo y otros. En el Tecnológico Nacional de México/Instituto tecnológico de Iguala, se cuenta con algunas investigaciones previas que permiten servir de marco teórico para llevar a cabo análisis metalúrgicos, por el proceso de copelación. En ese sentido, se ha empezado a implementar una pequeña infraestructura que nos permite realizar este tipo de investigación con la finalidad de poder consolidar la infraestructura y el equipamiento necesario para su implementación.

Se han venido realizando algunas pruebas a minerales que son proporcionados por ejidatarios y gente que se dedica a la búsqueda y recolección de minerales de la región (pequeños mineros), con la intención de que se les auxilie con asesorías con relación al contenido mineralógico de sus muestras de mineral para posteriormente ver si es factible su explotación e implementación de un sistema de beneficio y recuperación de minerales valiosos que pueda servir como detonante para la creación de microempresas.

Fundamento Teórico

Las técnicas principales a utilizar son la reducción de tamaños, ensaye por fusión, copelación y apartado.

Preparación de muestras

El principio fundamental del muestreo consiste en aplicar una serie sucesiva de trituraciones, mezclas y cortes. Las muestras, generalmente con peso de 1 a 2 Kg. se trituran en tamaños de 3, 2 mm. Se mezclan hasta completa homogenización y se reducen a 200 gr. en Partidor Joner o riffle. Si la muestra está húmeda se seca a una temperatura no mayor de 100 °C. Para evitar el desprendimiento de constituyentes volátiles que no sean el agua de humedad, y una vez seca se muele en pulverizador o metate l a menos 100 mallas.

En general esta molienda es suficiente para ensaye y análisis, salvo tratándose de minerales difíciles de tratar o fundir, como los de estaño, tungsteno etc. en los que la molienda debe llevarse a menos de 200 mallas.

La molienda en el metate o plancha de fierro, se hace cuando hay gran cantidad de metálicos, como oro o cobre nativos que se laminan, o cuando la muestra se altera con el calor producido por el pulverizador como sucede con los minerales de mercurio, selenio, azufre nativo, etc. En muestras con peso superior a 50 Kg, el muestreo se hace aplicando la serie de trituraciones, mezclas y cuarteos, hasta llegar a una cantidad y tamaño adecuados para manejarse en el Partidor Joner o rifle.

Lotes con peso de varias toneladas se muestrean al patio, separando para la muestra una palada de cada 5, 10, o 20, es decir, al quinto, décimo o vigésimo; después se prosigue la serie de operaciones cortando por cuarteo y finalmente con el Partidor Jones como se ha indicado, en nuestro caso es proporcional la muestra.

Ensaye de oro y plata

Está basado en la propiedad que tiene el plomo al estado de fusión para servir como colector del oro y la plata y en la escorificación de los demás constituyentes del mineral. En la forma de una escoria vítrea de bajo peso específico. El plomo puede obtenerse por la adición de plomo metálico (ensaye por escorificación). El plomo que ha colectado el oro y la plata se oxida en la copelación, para obtener en la copela, un botón de oro y plata que en su caso llevaría también el platino, iridio, osmio y paladio que tuviera la muestra. El oro se aparta de la plata por disolución de esta, en ácido nítrico diluido

Reactivos comúnmente usados		
Sílice	SiO ₂	Flujo ácido
Vidrio	Flujo ácido
Bórax Glass	Na ₂ B ₄ O ₇	Flujo ácido
Ceniza de soda	Na ₂ CO ₃	Flujo básico y desulfurante
Litargirio	PbO	Flujo básico y desulfurante oxidante
Nitrato de potasio	KNO ₃	Oxidante y desulfurante
Harina	Reductor
Plomo	Pb	Collector
Fierro	Fe	Desulfurante y reductor

Tabla 1 Reactivos comúnmente usados

¹ También puede ser con mortero de porcelana

Ensaye por fusión

Por naturaleza los minerales son infusibles por sí mismos, necesiéndose la adición de reactivos o fundentes para hacer una mezcla fácilmente fusible a la temperatura del horno (900 a 950 °C). Sin embargo, los reactivos varían de acuerdo con la composición de la muestra, básicos para minerales ácidos, ósea, los que tienen matriz silicosa y ácidos para los que tienen matriz básica compuesta por óxidos de hierro, manganeso, calcio, plomo, zinc, cobre, etc.

El reductor para obtener el plomo colector del litargirio, se puede obtener del mismo mineral o adicionarlo como reactivo lo que da lugar a clasificar los minerales en:

Tipo 1. Minerales reductores que contienen sulfuros, arseniuros, antimonuros, telurios, materia carbonosa, etc. Que reducen parcialmente al litargirio durante la fusión en el crisol.

Tipo 2. Minerales oxidantes que contienen óxido férrico, bióxido de manganeso, etc. Que oxidan al plomo y a los reductores.

Tipo 3. Minerales neutros que contienen sílice, óxidos y carbonatos.

Los minerales del tipo 1 se funden con reactivos oxidantes o desulfurantes y los de los tipos 2 y 3 con reductores.

De la fusión de crisoles se obtienen:

- Botón de plomo cuyo peso debe ser de 20 a 25 g y
- Escoria que no debe atacar al crisol, ser fluida y cuando esté fría ser homogénea y separarse fácilmente del botón de plomo, sin contener glóbulos metálicos.

Para hacer la fusión, se pone en el crisol la mezcla de fundentes y sobre ella la muestra cuidadosamente pesada, se mezclan perfectamente y se cubren con bórax o una mezcla de ceniza de sosa y bórax, teniendo cuidado de que el crisol solo quede lleno hasta 2/3 de su altura. Se introducen los crisoles a la mufla procurando que el calentamiento no sea muy rápido y cuando ha cesado el ruido característico (de ebullición) se dejan los crisoles a fusión tranquila de 10 a 15 minutos.

Se saca el crisol de la mufla, se mueve y golpea ligeramente para asentar el plomo fundido y se vacía poco a poco en una payonera caliente, se deja enfriar, se separa la escoria del plomo y se martillea este, para formar un cubo. En la práctica seguida por varios años², se ha encontrado conveniente preparar una mezcla básica de fundentes, que se utiliza para el ensaye por fusión de la mayor parte de los minerales y que se prepara como sigue:

Litargirio	5 partes	60.61
Ceniza de sosa	2 partes	24.24
Bórax Glass	1 parte	12.12
Harina	0.25 partes	3.03

Tabla 2 Preparación de reactivos

Para pesadas de muestras de 5 a 10 mg, se usan 60 mg, de la mezcla anterior. Para minerales de los tipos 2 y 3 (oxidantes y neutros) se emplea la mezcla básica, que en los 60 mg empleados tiene 1.8 mg de harina, cuyo poder reductor produce un botón de plomo de poco más de 20 mg.

Para los minerales de tipo 1 (sulfuros) que actúan como reductores se separa la misma mezcla básica sin harina, ya que para obtener un botón de plomo con el peso indicado, debe disminuirse el reductor, eliminarse o mezclarse en lugar de harina, nitrato de potasio (1 a 5 mg), que al actuar como oxidante reduce la acción reductora de los sulfuros. Pueden también introducirse a la carga del crisol unos dos clavos de hierro de los llamados recortados, ya que el hierro se combina con el azufre y también disminuye el poder reductor del mineral.

La mezcla básica puede usarse también para minerales sulfurosos, si se adiciona suficiente nitrato de potasio para contrarrestar el poder reductor de la harina que contiene y el propio del mineral.

Ensaye por escorificación

Este método se emplea para minerales con altos contenidos de sulfuros, arseniuros de metales básicos difíciles oxidar, principalmente los de cobre, níquel y cobalto y para productos metalúrgicos como cobres impuros, plomo de obra, matas de cobre y speiss.

² De acuerdo con datos de la bibliografía consultada de fomento minero.

Consiste en una fusión oxidante del mineral, usando como reactivos plomo ranurado, Bórax-Glass y ocasionalmente sílice en polvo que ayuda a la escorificación de los óxidos de los metales básicos. Las cantidades de plomo granulado y de Bórax-Glass que se usen, depende de la cantidad de metales básicos presentes, sin embargo para cargas de 2.5 gr. de muestra, deben emplearse en general 40 gr de plomo granulado y unos 2 gr de bórax-Glass.

De la escorificación se obtiene:

- Un botón de plomo cuyo peso debe ser de 20 a 25 grs y
- Una escoria que debe ser homogénea y vítrea y que consiste en óxidos metálicos disueltos en un exceso de litargirio, con pequeñas cantidades de silicatos y boratos también disueltos.

La carga se prepara mezclando en el escorificador 2.5 gr de la muestra cuidadosamente pesada con 20 gr de plomo granulado. La mezcla se cubre con otros 20 gr de plomo granulado y este a su vez con una capa de Bórax-Glass.

La mufla se calienta a unos 850 o 900 °C y se producen los escorificadores preparados, procurando que queden en el centro de ella, se cierra la puerta y se deja que el plomo llegue totalmente al estado de fusión.

Se abre la puerta de la mufla para admitir aire que oxide al mineral y parcialmente al plomo. Si el mineral contiene sulfuros se ven flotando sobre el plomo fundido, pero su azufre se quema y los metales básicos se oxidan y escorifican. El oro y la plata sin oxidar son colectados por el plomo fundido. Los sulfuros que flotan desaparecen poco a poco hasta que se descubre totalmente la superficie del plomo que se ve perfectamente tersa. A partir de este momento empieza la escorificación que se determina cuando se inicia la formación de un anillo de escoria pegado a las paredes del escorificador.

Este anillo se va cerrando a medida que avanza la oxidación del plomo, hasta cubrir completamente la superficie metálica y la escorificación ha terminado. Se vuelve a cerrar la puerta de la mufla y se eleva la temperatura durante unos 5 minutos, para asegurar una escoria fluida y un vacío limpio.

Se sacan los escorificadores y se vacían en la payonera caliente, se deja enfriar y se tratan los botones de plomo de igual manera que en el ensaye por fusión.

Copelación

Tiene por objeto separar el oro de la plata del plomo que los colecta en fusión o escorificación y consiste en una fusión oxidante en un vaso poroso (copela), transformando el plomo metálico en óxido, que en su mayor parte es absorbido por el mismo vaso y en menor cantidad se volatiliza, quedando un botón de oro y plata cuando la oxidación ha terminado.

Las copelas se hacen con ceniza de hueso molido a menos de 80 mayas o con cemento portland, estas últimas más económicas se hacen humedeciendo el cemento hasta que la pasta tenga consistencia de muñeca o sea que apretada en la mano es suave, pero se queda marcado en los dedos. Con esta pasta se hacen las copelas en moldes de mano o de pie sin que los golpes sean fuertes, con el objeto de que la copela no quede muy compacta.

Para copelar se introducen las copelas a la mufla y se cierra la puerta hasta que estén bien calientes. Se abre la puerta y con tenazas se colocan sobre ellas los cubos de plomo y se cierra nuevamente la puerta. Los botones de plomo se funden y cubren con una espuma oscura que desaparece en unos dos minutos si la copela está muy caliente y el plomo se hace brillante, lo que indica que se han descubierto las copelas o que el plomo empieza a oxidarse.

Se vuelve a abrir la puerta para dar entrada al aire, la superficie del plomo se hace convexa y pasan de abajo pajitas de litargirio que indican que el botón se está moviendo, llamándose así por la apariencia que dan la pajitas de litargirio. La temperatura de copelación es fundamental, pues si es alta hay pérdidas por volatilización y si es baja no se volatiliza todo el plomo y una pequeña parte de él queda con el botón de oro y plata. Los humos del plomo oxidado dan buena indicación de la temperatura de copelación, pues si ascienden rápidamente la temperatura es elevada y si por el contrario desciende, la temperatura es baja.

La temperatura adecuada (aproximadamente 850 °C) hace que los humos se desprendan lentamente y cristalicen en los bordes de la copela, dando un anillo de plumitas de litargirio alrededor del botón de oro y plata que queda al final de copelación.

Hacia el final del proceso se cierra la puerta de la mufla para elevar la temperatura a unos 900 °C y expulsar los demás restos de plomo, se mueven lentamente las copelas a la puerta de la mufla para que el enfriamiento sea lento y al solidificarse, el botón de oro y plata se produce al relámpago. Después de esto se sacan las copelas y se dejan enfriar con precaución cuando los botones son grandes se tiene cuidado de sacarlas muy lentamente o tapar las copelas con otras muy calientes para evitar el galleo o chisporroteo, que trae fuertes pérdidas. Los botones se despegan de las copelas con pinzas para botones y se limpian con un cepillo de cerda dura, antes de pesarlos.

Apartado

Para el apartado del oro y plata de los botones se usan crisoles de porcelana del número 0 que se llenan hasta las tres cuartas partes de su altura con ácido nítrico Q.P. diluido con agua destilada exenta de cloruros, en la proporción 7:1 (7 de agua a 1 de ácido concentrado) y se calienta bien, pero sin llegar a la ebullición. Los botones de oro y plata previamente pesados se colocan en los crisoles y se calientan hasta que cesa la disolución de la plata, con la precaución de que al final del ataque se decanta la solución y se adiciona ácido nítrico diluido 3:1 y se sigue calentando durante 15 minutos con el objeto de asegurarse de la disolución total de la plata, esto se hace especialmente cuando los contenidos de oro son altos.

Se decanta la solución del oro, se lava tres veces con agua destilada bien caliente, se vuelven a calentar los crisoles para secar y se calcina el oro dejándolo enfriar para pesarlo. El peso del oro restado de peso original del botón dará el de la plata. Los botones antes de ponerlos en los crisoles se martillean o laminan, si son muy grandes. Cuando el contenido de plata en el botón que queda en la copela, es 3 veces o menor que el del oro, el ácido nítrico no disuelve la plata y en ese caso es necesario adicionar o incuarter más plata hasta tener una 8 veces más plata que oro, lo que se hace copelando nuevamente o fundiendo la plata adicionada y el botón con el soplete de boca.

Flotación

Según la definición, la flotación (Perry, y otros, 2001) contempla la presencia de tres fases: sólida, líquida y gaseosa. La fase sólida está representada por las materias a separar, la fase líquida es el agua y la fase gas es el aire. Los sólidos finos y liberados y el agua, antes de la aplicación del proceso, se preparan en forma de pulpa con porcentaje de sólidos variables pero normalmente no superior a 40% de sólidos. Una vez ingresada la pulpa al proceso, se inyecta el aire para poder formar las burbujas, que son los centros sobre los cuales se adhieren las partículas sólidas.

La definición tradicional de flotación dice que es una técnica de concentración de minerales en húmedo, en la que se aprovechan las propiedades físico-químicas superficiales de las partículas para efectuar la selección. La flotación es una técnica (Espin, 2011) de concentración que aprovecha la diferencia entre las propiedades superficiales o interfaciales del mineral útil y la ganga. Se basa en la adhesión de algunos sólidos a burbujas de aire, las cuales transportan los sólidos a la superficie de la celda de flotación, donde son recolectados y recuperados como concentrado.

La fracción que no se adhiere a las burbujas permanece en la pulpa y constituyen las colas o relaves. El equipo que se diseñó se realizó tomando en cuenta el modelo que se muestra a continuación, el cual consiste en una celda mecánica de flotación (ver figura 1), la cual básicamente tiene un mecanismo donde se forman tres zonas (de espuma, mineralización y mezclado) dentro de una celda que en nuestro caso se construyó con fierro (lamina) comercial que tiene un volumen de 11.2 lt. y que cuenta con un agitador, un difusor y un alimentador de aire alimentado por una manguera de hule conectada a un compresor, tal como se muestra en las figuras de los resultados del proyecto (ver figuras 3, 4, y 5).

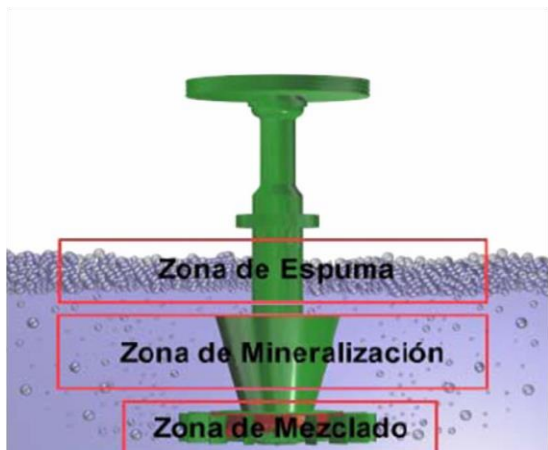


Figura 1 Celda de flotación mecánica

El fenómeno químico -adsorción- entre las partículas valiosas de metal y el reactivo colector con el espumante y la partícula, se da en la zona de mineralización, logrando en la zona de mezclado una fricción entre los reactivos y el mineral que hace que las partículas y los reactivos entren en contacto para su posterior flotabilidad de las partículas en la zona de espuma (ver figura 2).

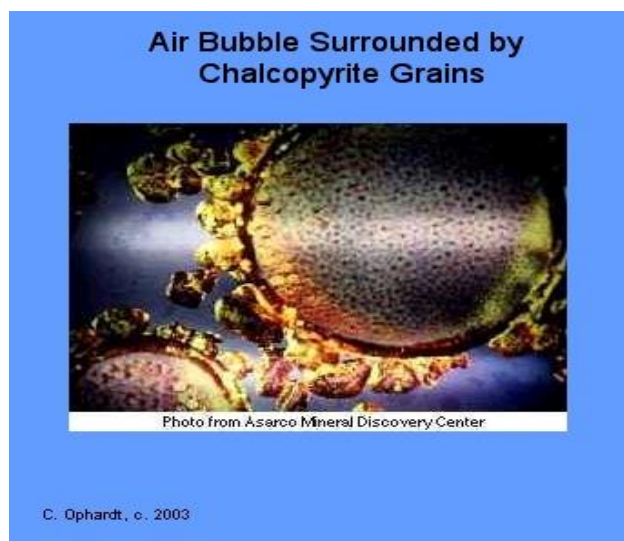


Figura 2 Celda de flotación mecánica

La flotación es un proceso de adsorción física y es resultante de interacciones químicas secundarias o residuales (tipo Van der Waals), caracterizándose por un bajo calor de interacción, ninguna o casi ninguna acción de selección entre el adsorbente y el adsorbido, siendo posible la formación de multicapas.

Resultados y Discusión

El proceso inició con la trituración de las rocas, se hizo uso de herramientas como: el marro y una plancha de acero como base, pasando después al proceso de molienda en el molino de mano.

Teniendo la muestra reducida de tamaño (molida), se depositaron en pequeños frascos rotulados con nombre y número de muestra para procesarlas, se identificó el tipo de mineral: Caliza, Andesita y Azurita, y se elaboró una tabla de información de las rocas a procesar.



Figura 3 Identificación de Minerales

Mineral	Tipo	Composición	Dureza	Características Mineralógicas	Imagen
Andesita	Ortosa	$K(AlSi_3O_8)$	6	La ortosa u ortoclasa, como todos los feldspatos, pertenece al grupo de los tectosilicatos; está formado por potasio, aluminio, silicio, oxígeno y en ocasiones también contiene sodio. Es el feldspato más conocido y común. La andesita es la segunda roca volcánica más común en la corteza terrestre	
Caliza	Calcita	$(CaCO_3)$	3	Es uno de los minerales más comunes y diseminados en la corteza terrestre. Es también un mineral importante en la formación de las rocas y es el constituyente principal de las calizas, mármoles y muchas carbonatitas. Se presenta de distintos colores: blanco, gris, amarillo oscuro, rojo, naranja, azul, negro, incolora y raramente verde.	
Andesita	Ortosa	$K(AlSi_3O_8)$	6	La ortosa u ortoclasa, como todos los feldspatos, pertenece al grupo de los tectosilicatos; está formado por potasio, aluminio, silicio, oxígeno y en ocasiones también contiene sodio. Es el feldspato más conocido y común. La andesita es la segunda roca volcánica más común en la corteza terrestre	
Malaquita-azurita	Fluorita	(CaF_2) $Ca_3(CO_3)_2(OH)_2$	4	Sorprendente por su color azul intenso, la azurita es un mineral que ha deslustrado durante miles de años por sus destellos de colores. Este color azul tan resalado que posee, se debe a que es un mineral con fuerte contenido de cobre, pertenece al grupo de los carbonatos y su formación proviene de aquellos depósitos de cobre expuestos a la intemperie.	
Andesita	Ortosa	$K(AlSi_3O_8)$	6	La ortosa u ortoclasa, como todos los feldspatos, pertenece al grupo de los tectosilicatos; está formado por potasio, aluminio, silicio, oxígeno y en ocasiones también contiene sodio. Es el feldspato más conocido y común. La andesita es la segunda roca volcánica más común en la corteza terrestre	

Tabla 3 Clasificación de Minerales

Se continuó con el procedimiento de reducción de tamaño de las muestras usando el molino de bolas, es decir, las muestras pasan por molienda, este proceso se lo hizo con las muestras de los minerales identificados como:

caliza, andesita y azurita, el proceso tuvo una duración de 15 minutos, de acuerdo a un estudio realizado anteriormente en el proyecto de: “Determinación de índice de molienda de un micro molino de bolas”, que permitió tener un nivel de confianza de 95% en donde el tiempo de molienda es adecuado para obtener la gran volumetría recomendada para análisis metalúrgicos.

Una vez que se ha obtenido la reducción apropiada de estas muestras se procede al proceso de recuperación de valores metálicos, en primer lugar, se debe identificar si el mineral es un óxido o un sulfuro; es decir, si es un óxido la muestra debe diluirse en ácido nítrico al 10% para saber si tiene plata y si tiene oro se hace la lixiviación con cianuro al 10% y si es un sulfuro se somete al mineral al proceso de flotación (BULK).

Para todos los minerales se hace el mismo procedimiento; en cuanto al proceso de oxidación: se pesaron 100 gr de cada mineral, en un matraz se colocaron 450 ml de agua y 50 ml de ácido nítrico y se colocó a calentar en una parrilla eléctrica, y cuando alcanzó una temperatura media se colocó el mineral por un tiempo de 30 min, luego se puso a enfriar el recipiente que contenía agua, ácido y el mineral y se procedió a decantar, a la solución que se ha obtenido se colocó sal mineralizada y se dejó por un tiempo de 10 minutos para saber si tiene plata, se precipitará la misma en forma de un cloruro de color blanco lechoso mostrándose así el cloruro de plata. Si tiene plata, en un crisol se colocan 5 gr de bórax y 5 gr de bicarbonato de sodio y el residuo del mineral en forma de cloruro de plata, se pasa a fundir en un horno en donde estas mezclas de compuestos se funden y de esta manera se volatiliza el cloro y queda la plata metaliza en el crisol, la cual se vacía en la pallonera para ese efecto diseñada.



Figura 4 Molino de Bolas

De los tres minerales sometidos a esta prueba no se obtuvo plata, solo en una cuarta muestra denominada “Concentrado I” del cual se obtuvo un precipitado de cloruro de plata y se demuestra la existencia de plata, por lo tanto, se pasan las muestras al proceso de cianuración para saber si tienen oro.

Este proceso consistió en pesar 100 gr de cada mineral, se hizo una dilución al 10% de cianuro (es decir, se pesa el 10 % de NaCN y se prepara en un matraz volumétrico de 250 ml), en un matraz volumétrico de 250 ml se coloca 100 ml de agua, se pesan 25 gramos de cianuro (NaCN), se colocan los 25 gramos en el matraz volumétrico, luego se coloca agua hasta alcanzar la capacidad del matraz de 250 ml, hasta aforar e ir mezclando para que el cianuro se disuelva completamente en el matraz, se colocó la mezcla del cianuro con agua y se deja en reposo, con una lima se obtiene polvo rayando un fragmento de zinc para trabajar la muestra, con el fin de sustituir la sal, hecho todo el proceso de los tres minerales se dejan en reposo, y se hace un monitoreo del pH, no deben estar ácidos, si es así se debe colocar cal para controlar el Ph de la mezcla, hasta que esté en el punto alcalino. Por lo tanto, se hizo el control del pH de las tres sustancias (minerales) y el pH de todas salió 11 (alcalino). Las muestras con cianuro se dejan en reposo por dos días más, teniendo en cuenta el monitoreo del pH de estas muestras.



Figura 5 Prueba del Ph de las mezclas

Se pudo determinar que en las muestras que se procesaron de los minerales oxidados por el método de “dilución de valores” no se obtuvo plata de los minerales: caliza, andesita, azurita. Proceso de fundición

Se continuó con el monitoreo de las muestras con cianuro, para determinar que las sustancias siguen alcalinas.

El proceso a seguir con las muestras que pasaron por dilución (cianuración) se describe a continuación: se decantaron las muestras de los tres minerales: caliza, andesita y azurita, una vez decantadas las muestras se agregó zinc a la solución rica en cianuro obtenida, a los residuos del cianuro se colocó agua oxigenada para neutralizar la mezcla; a la solución de cianuro con el zinc se dejaron por 24 horas para que reaccione con el zinc el metal valioso (plata u oro).

Pasadas las 24 horas se lavaron con agua las tres muestras con cianuro, y al residuo del mineral con zinc se le preparó un fundente; se necesitaron 3 gr de bórax, 3 gr de bicarbonato y el residuo de las muestras con zinc (andesita, caliza y azurita), como resultado de la fundición de las tres muestras solo se obtuvo residuos de la fundición del mineral andesita (unos pequeños botones), de la azurita se obtuvo algo de residuo y de la caliza no se obtuvo nada. Posteriormente se pasó al proceso de copelación.



Figura 6 Fundición

Muestra “Concentrado I”

Se trabajó con una nueva muestra “concentrado I”, se tuvieron 182.5 gr, esta muestra pasó por tres procesos: análisis por microscopio, método de dilución de valores y método de fundición, por lo tanto, se cuartea la muestra de concentrado I, por ende, 91.25 gramos pasaron por dilución de valores y el resto de la muestra pasó por fundición. Por el método de dilución de valores se usó ácido nítrico para diluir la muestra y posteriormente se agregó sal para precipitar cloruro de plata el cual no precipitó.

Al decantar posteriormente la muestra se concluye que no tiene plata, pero al hacer el proceso de fundición se obtuvo un pequeño botón de plata. El procedimiento que se realizó para la fundición directa fue el siguiente: 5 gr de bicarbonato, 5 gr de óxido de plomo rojo, 5 gr de bórax, 2 trozos de plomo, 91.25 de concentrado I, luego pasó al método de copelación.



Figura 7 Resultado de la fundición del concentrado I

Copelación

A las muestras de las que se han obtenido pequeños residuos de algún metal valioso después de la fundición de los minerales: azurita, andesita y concentrado I, pasan al proceso de copelación, para ello se necesitó: una mufla u horno eléctrico a una temperatura de 800 °C para determinar si tienen oro o plata, se utilizó un pequeño fragmento de plomo, cazuelas cilíndricas y las muestras que ya pasaron por fundición se las colocó en cada cazuela cilíndrica con el fragmento de plomo y se introdujeron dentro del horno con unas pinzas, se lo dejó por un tiempo de 25 min. Se elaboró una guía para poder hacer un correcto procedimiento.

Entrada: minerales fundidos	Transformación Horno	Sálida: oro
Concentrado alemán 1.	3	1
Andesita 2.	2	2
Azurita 3.	1	3

Figura 7 Guía de identificación de cazuelas

- La muestra andesita se quebró, pero se mira que tiene oro, por lo tanto, se hará una prueba más.
- De la muestra azurita no se obtuvo nada
- De la muestra concentrado alemán si se obtuvo oro, su peso fue de: 0.0466 gr



Figura 9 Identificación de Minerales

Muestra andesita

A 91 gr gramos de mineral andesita se pasó por el proceso de fundición utilizado anteriormente, para luego pasar al proceso de copelación y determinar si posee mineral de plata. El fundente contiene: 5 gr de bicarbonato, 5 gr de óxido de plomo rojo, 5 gr de bórax, 2 Pedacitos de plomo. Se concluye que no se encontró ningún mineral valioso en la muestra de andesita.



Figura 8 Fundición de muestra andesita

Microscopio

En unos portaobjetos se analizaron diferentes muestras como: trozos de las rocas de andesita, caliza y azurita, una pequeña fracción de los tres minerales con zinc que pasaron por cianuración, una muestra testigo conocida como concentrado I y se hizo una tabla para saber que muestras tenían oro o plata y observar su estructura.

Se tomaron fotos por medio del microscopio y un software instalado en el computador conectado al mismo, cada portaobjetos se lo identificó con su nombre para mejor ubicación.

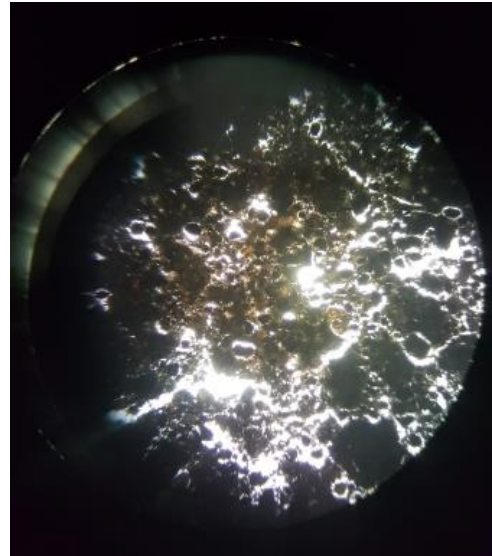


Figura 10 Muestra de Concentrado I desde el microscopio

Se llevó a cabo un nuevo método para la extracción de minerales valiosos, usando “LA TEORIA DE LA ELECTRONEGATIVIDAD, ESTUDIADA POR PAULING”, Pauling la definió como la capacidad de un átomo en una molécula para atraer electrones hacia así; para ello se tuvo en cuenta la electronegatividad del cobre y plata (los dos son de 1.9) ambos elementos tienen la misma capacidad de atraer electrones hacia sí, si se los deja juntos. Para comprobar esta teoría se llevó a cabo el siguiente procedimiento: se colocó a calentar en un vaso de precipitado el ácido nítrico con agua al 10% como se venía trabajando, se hizo un diseño con el cobre para poderlo sujetar con facilidad y este a su vez haga buena captación de la plata una vez se haya introducido dentro del vaso de precipitado con el ácido, se pesaron 0.119 gr de plata y se hizo el proceso de dilución de valores, es decir, se colocaron los 0.119 gr de plata en el ácido nítrico, al colocar la plata en el ácido se deshace, se introdujo el anillo de cobre para que capture la plata y se lo dejó por un tiempo de 1 hora y se desconectó la parrilla y se dejó enfriar; el subproducto que se formó en la reacción es nitrato de cobre tornándose un color azul $\text{Cu}(\text{NO}_3)_2$, se procedió a decantar para poder seguir con la fundición, y al realizar el proceso en un crisol se colocó la plata metálica obtenida.

- El diámetro del cobre disminuyó.
- Se obtuvo 0.05 gr de plata después de la fundición, es decir, que se recuperó el 42% de este metal.

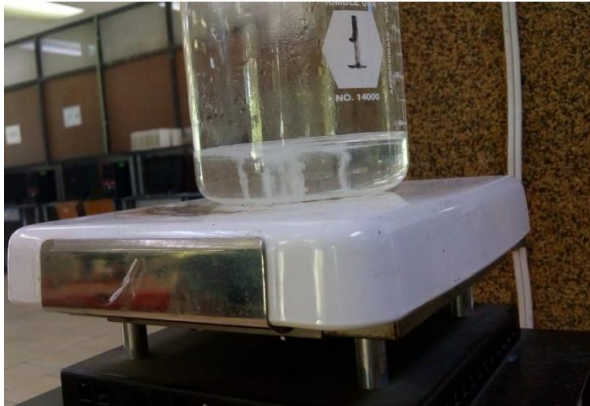


Figura 11 Matraz con ácido calentándose para diluir plata

Por lo tanto, se comprobó la teoría de Pauling con respecto a la fuerza de electronegatividad sobre transferencias iónicas, tal es así, que también el cobre se disuelve en el ácido y forman nitrato de cobre color azul, es decir, así como deposición de la plata metálica en el cobre, en función del resultado obtenido se hizo el mismo proceso con un mineral de los que se han venido estudiando (andesita), se tomaron 100 gr del mineral y se hizo la dilución de valores.

Se debe tener en cuenta: que el cobre no debe tocar el mineral, colocar ácido hasta medio centímetro arriba del mineral, se observó que no hizo una reacción inmediata como en la primera prueba (plata), se notó el cambio de color del cobre sumergido en el ácido tornándose de un color plata, lo que demuestra que si atrajo iones plata el cobre sumergido en solución, posteriormente se limpió con un pincel y una lima de fierro y se procedió a fundir lo que se había pegado en el cobre del cual no se obtuvo nada. Esto es debido a que como era muy poca cantidad de plata el horno de fundición utiliza un soplete de gas butano y este probablemente voló o la volatizó la muestra.

Se hicieron cálculos para determinar el volumen de la varilla de cobre que se perdió después de la reacción con el ácido, y se concluye que se pierde un 43.4176% de su volumen.



Figura 12 Reacción de plata con cobre

Se realizó el procedimiento del método de flotación para la extracción de metales valiosos. Existen tres pruebas de flotación: prueba Batch, prueba de ciclo y test continuos y de planta piloto, la prueba con la que se trabajó es: Pruebas Batch de laboratorio, por lo tanto, esta prueba se la llevo a cabo de la siguiente manera: se diseñó un sistema el cual consta de un taladro de columna, una celda metálica y un compresor, una vez se puso en funcionamiento el sistema en la celda metálica se colocó 4 litros de agua, 1 kg de mineral andesita (muestra n.6), con una pipeta graduada se colocó 20 ml del reactivo Xantato AERO 343-22%, este reactivo es un buen compromiso entre poder colector y selectividad, 2 gotas Espumante CC-580-7p (alcohol alifático), 1 ml De Aerofloat 242 (promotor) mejora la recuperación de minerales con contenido de Cu/Pb/Zn, el tiempo de acondicionamiento fue de 10 min, se tomaron 4 muestras durante el acondicionamiento para saber si la mezcla estaba alcalina, es decir, que en el pH tenía que tener una marcación de 11 u 12, por eso durante la toma de muestras se agregó cal para poder alcalinizar la mezcla ya que al inicio estaba un poco neutra, el paletéo se lo hizo cada 2 segundos (en un recipiente se colocó la espuma que resultó de la flotación).

Cuando el proceso terminó se procedió a pasar el concentrado a un filtro de vacío, con el fin de obtener el mineral concentrado seco y pasarlo posteriormente a fundición, para esto se dejó el concentrado que se obtuvo de la flotación por un tiempo de 24 horas para que seque bien, de lo cual se obtuvieron 117 gramos de mineral concentrado.



Figura 13 Prueba de pH en la celda de Flotación

El proceso que se siguió para la fundición del mineral andesita se siguió como se ha venido trabajando, en una cazuela se preparó un fundente para 30 gramos de mineral que paso por el proceso de flotación: 10 gr de bórax, 10 gr de bicarbonato, 15 gr de óxido de plomo y un pequeño trozo de plomo, al fundir se obtuvo un botón de plomo con plata, de esta manera se procedió al proceso de copelación para determinar si posee algún mineral valioso, en este procedimiento se colocó en la mufla y se calentó a 800°C , en una copela de cemento gris en forma cilíndrica se colocó el botón de plomo y se lo introdujo dentro del horno con las debidas precauciones, como resultado se obtuvo un pequeño botón de plata el cual tuvo un peso de: 0.3062 gramos.



Figura 14 Botón de plata obtenido de la flotación

Se concluye que de 1 kilo de mineral se pueden obtener 117 gr de concentrado de este mineral (resultado de la flotación) y de 30gr de concentrado de mineral se obtuvieron 0.3062 gr de plata. Por lo tanto:

1000 gr (1 kilo) = 10.2033 gr de plata
 1 ton (1000 kg) = 10,203.333333333 gr de plata
 = 10.203333333333 kg de plata.

Conclusiones

Durante la estancia de verano científico se lograron adquirir conocimientos teóricos y prácticos en el proceso de la obtención de minerales valiosos. Se hicieron diseños de los métodos para determinar cuál proceso era el más óptimo en la obtención de metales como oro o plata de los minerales que fueron objeto de estudio, los métodos utilizados del proceso fueron: dilución de valores, la teoría de la electronegatividad estudiada por Pauling y flotación. Siendo el ultimo el más eficaz cumpliendo así el objetivo del proyecto de Optimizar el proceso en la obtención de minerales valiosos, en los procesos ya mencionados la recuperación de mineral fue mínima y en la flotación el índice de recuperación fue mayor.

Agradecimientos

Agradezco al Instituto Tecnológico de Iguala el haberme permitido realizar este proyecto y utilizar los equipos disponibles y los recursos humanos, financieros y materiales para el logro del mismo, a mis compañeros docentes y a los alumnos que intervinieron a lo largo del desarrollo del mismo.

Referencias

Agustín, A.F., Francisco, J.H., Sofía, C.P., Julio Cesar, F.C. Celda Didáctica Para Concentración De Minerales Con Contenido De Oro Y Plata. 2015.

Espin, A. S. Elaboración de Materiales y Equipos para su Utilización en el Análisis Metalúrgico de Oro y Plata (flotación). México: Instituto Tecnológico de Iguala, 2011.

McCabe, W. L., Smith, J. C. y Harriott, P. Operaciones Unitarias en Ingeniería Química. Sexta Edición. México: Mc. Graw Hill, 2007.

Perry, R. H., Green, D. W. y Maloney, J. O. Manual del Ingeniero Químico. Edición 6°. Madrid: Mc. Graw Hill, 2001.