

PROCESAMIENTO SOSTENIBLE DEL ORO EN SAN CRISTÓBAL, SUR DEL PERÚ

ANTICOI SUDZUKI, HERNAN Y ALFONSO ABELLA, PURA

Departament d'Enginyeria Minera i Recursos Naturals, Universitat Politècnica de Catalunya. Av. De les Bases de Manresa, 61-73 08242 Manresa

hernan.anticoi.sudzuki@gmail.com, pura@emrn.upc.edu

RESUMEN

En este trabajo se intenta introducir el concepto de sostenibilidad a la minería artesanal. Para lograr esto, se estudian y evalúan los procesos efectuados en un poblado dedicado a esta actividad, San Cristóbal. La naturaleza en la que se encuentra el oro, encapsulado en la pirita, es el principal responsable del bajo rendimiento de los procesos, siendo la fase de fragmentación insuficiente para liberar el oro, debido al uso de equipos rústicos de trabajo. La presencia de Sulfosales de bismuto, arsenopirita y aguas ácidas dificulta los procesos de recuperación del oro, el cual también es altamente contaminante, por la intervención de mercurio. Sin embargo, y en fases posteriores del proceso, usan cianuro para recuperar el oro residual de los lodos que genera la actividad, siendo este un método viable, si está bien controlado, para reemplazar el mercurio en los procesos. También se han estudiado diversos métodos para mejorar los usados actualmente, y se han practicado ensayos de laboratorio con uno de ellos. La técnica ensayada se denomina cloración, y los resultados si bien no son muy favorables de cara a recuperar el oro, parece resultar efectivo para lixiviar otros elementos, como el cobre. Finalmente, se propone una reestructuración del actual sistema de procesamiento utilizado en San Cristóbal, el cual conjuga la eficiencia en la recuperación del oro, neutralización de residuos generados y un mayor lucro de la actividad. Para esto se ha presentado una comparación económica de ambos métodos. Sin embargo, esta reestructuración implica también un cambio en la estructura organizativa del poblado, lo que llevaría también a una reforma social importante.

PALABRAS CLAVE: Sostenibilidad, minería artesanal, procesamiento

INTRODUCCIÓN

Los países del sur destacan por su gran potencial en recursos minerales; la explotación de estos recursos a menudo se lleva a cabo de una manera artesanal. Tradicionalmente las leyes medioambientales han sido más tolerantes en los países en

desarrollo, lo que se ve reflejado en la diferencia de las tecnologías aplicadas para extraer y procesar los minerales.

En Perú la minería artesanal del oro está muy extendida. Los mineros artesanales peruanos utilizan mayoritariamente mercurio, y a veces cianuro, para el procesamiento de su mineral y la población vive expuesto a estas emanaciones contaminantes. Una localidad de estas características es San Cristóbal, en Arequipa. Los métodos de extracción de oro en San Cristóbal son rústicos y poco eficientes, pero sobre todo, muy contaminantes. Utilizan grandes cantidades de mercurio para extraer el oro por amalgamación y, frecuentemente, este proceso va seguido de una cianuración.

MUESTREO Y METODOS DE ESTUDIO

Durante el trabajo de campo se recogieron muestras representativas de los procesos, y se ha logrado caracterizar estos materiales y su evolución a lo largo de éste. Para efectuar este estudio, se utilizó una metodología basada en diversas técnicas analíticas. Para determinar la mineralogía se utilizó un microscopio petrográfico con luz reflejada. El estudio se acompañó de la microscopía electrónica, mediante el equipo Hitachi Tabletop Microscope TM-1000 del Departament d'Enginyeria Minera i Recursos Naturals de la Universitat Politécnica de Catalunya, y el Scanning Microscope JSM-840 con un EDS acoplado para obtener información cualitativa acerca del quimismo, en los Serveis Científic-Tècnics de la Universitat de Barcelona.

La granulometría se determinó mediante ensayos granulométricos efectuados con un analizador de partículas Coulter Electronics LS230 que mide partículas de tamaño entre 0.04 y 2000 μm . La composición química fue analizada en los laboratorios ACTLABS, en Canadá, con la finalidad de obtener datos fieles de las leyes y elementos, y controlar los procesos y los ensayos de laboratorio en todas sus fases, mediante dos técnicas; FA-GRA (Fire Assay with Gravimetric finish) y AR-ICP.

GEOLOGIA DE LOS YACIMIENTOS

San Cristóbal se encuentra ubicado en la franja metalo-genética de Cu-Mo, en el área central. Predominan las rocas ígneas del Cretácico Superior, y un material piroclástico poco consolidado, probablemente más reciente, del cuaternario (Acosta, 2005).

Los materiales dominantes en el cuadrante al cual pertenece la Quebrada San Cristóbal son las siguientes (INGEMET):

- Materiales precámbricos del Complejo Basal, formada por Gneises bandeados y anfibolitas

- Materiales del Cretácico Superior, correspondientes a la Formación Súper Unidad Tiabaya, con granodioritas, dioritas, dacitas y andesitas porfídicas
- Clastos y gravas en matriz limo arenosa del Holoceno (Cuaternario).

Los materiales más antiguos corresponden al Complejo Basal y son gneises bandeados y anfibolitas. Después se encuentran los de la Súper Unidad Tiabaya (Cobbing y Mallick, 1983), que es una formación del Cretácico Superior, de naturaleza granodiorítica. Además se pueden encontrar rocas más básicas, como las dioritas. Esta unidad litológica constituye la roca huésped de las estructuras mineralizadas. Además a menudo aparece un pórfido andesítico. La mayoría de los cuerpos de rocas porfídicas tienen rasgos texturales que indican que han cristalizado en condiciones subvolcánicas (González, 2001).

Los materiales explotados se encuentran en vetas de cuarzo. Además, estas vetas contienen diversas mineralizaciones de tipo sulfuro como la arsenopirita, pirita, calcopirita, galena, esfalerita (**Fig. 1**), y sulfosales de bismuto. El oro se encuentra encapsulado dentro de la pirita, cuyos granos no sobrepasan 10 μm de diámetro (**Fig. 2**).

ESTUDIO DEL PROCESO DEL MINERAL

En San Cristóbal se dedican básicamente a la extracción de las vetas auríferas por medio de labores subterráneas. El avance de las labores se hace mediante explosivos, preferentemente pólvora, utilizando barrenadoras portátiles, de alimentación a gasoil. La limpieza y evacuación de materiales extraídos se logra por métodos manuales.

En el procesamiento del mineral podemos diferenciar toda una estructura de acciones, la mayoría de manera rudimentaria, sin una gran infraestructura, y muchas veces con procedimientos poco efectivos y medioambientalmente nocivos.

Se comienza con una fase de trituración, la cual es realizada mediante dos elementos; molinos de bolas y molino quimbalete, este último es típico de la minería artesanal. El quimbalete se compone de bloques de granito en forma de mortero, y se basa en el aplastamiento de las partículas entre las dos superficies de éste. Se ha evaluado el rendimiento del molino y quimbalete, utilizando datos como la geometría de estos, el medio de molienda (acuoso o seco), el tamaño de bolas de acero y la velocidad centrífuga máxima, en caso del molino, mediante datos de campo, los análisis granulométricos, el cálculo de la liberación de partículas y la energía utilizada. Así, el 80 % del material triturado tiene un diámetro de partícula de 150 μm , y según el cálculo de liberación (Kelly, 1990), el diámetro medio de la granulometría que asegura el desprendimiento del oro de su matriz pirítica es de 2 μm (**Tabla 1**). La energía utilizada (Gupta, 2006) para lograr esta granulometría es excesiva, pasando de 15 kW_r a 115 kW_r

(Fig. 3). Se deduce que esta diferencia de energía haría el proceso poco rentable y que la maquinaria utilizada no es la adecuada para lograrlo.

Para recuperar el oro de los materiales triturados se usa el mercurio que forma la amalgama con el oro liberado. Por la naturaleza del oro, encapsulado en la pirita, este método es incapaz de recuperar una gran parte del oro que no ha sido liberado del sulfuro. Además, ciertos elementos tienen prioridad para reaccionar con el mercurio, y que están presentes en las mineralizaciones encontradas. Estos son el bismuto y el arsénico. También, un medio ácido impide que se realice la acción de amalgamación de manera óptima, y es la situación en la que se encuentran algunas labores estudiadas, por encontrarse por debajo del nivel freático. Todos estos factores inciden en un excesivo uso del mercurio, muchas veces descontrolado, para recuperar el oro (Wotruba et al., 1998).

A los lodos resultantes del proceso de trituración y amalgamación se les aplica un método de cianuración, acción para conseguir lixiviar el oro residual de estos lodos. La solución cianurada actúa sobre los materiales previamente tratados con cemento, y se controla su acidez con una dosificación de cal. Para recuperar el oro, diluyen la solución y se filtra con carbón activo. Sin embargo, no tienen la tecnología para precipitar el oro, haciendo la venta del carbón activado cargado del oro a una empresa metalúrgica. El proceso es bastante eficiente, mostrando altos niveles de recuperación del oro, llegando a disminuir las leyes de oro desde 50 ppm en el material de partida, hasta tan solo 1,3 ppm después del proceso de cianuración.

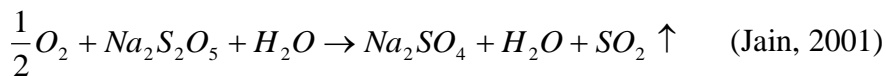
Los residuos que genera la actividad son de tres tipos: Mercurio en forma de gas arrojado a la atmósfera, al quemar la amalgama para recuperar el oro, lodos residuales de los materiales triturados y efluentes del proceso de cianuración. No existe ningún tipo de tratamiento o neutralización de estos residuos.

MÉTODOS ALTERNATIVOS DE RECUPERACIÓN DE ORO

Existen varios métodos de explotación del oro que son poco agresivos con el medio ambiente y fáciles de ejecutar en una minería artesanal, entre los que destacan la cloración, cianuración, Fito extracción y tecnología de biooxidación.

Cloración

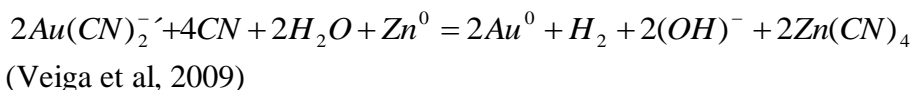
El método de cloración se basa en la reacción del ácido clorhídrico y el hipoclorito sódico para producir cloro gas (Mahlatsi, 2006). A su vez, el cloro producido reacciona con los metales presentes en las muestras, y en especial con el oro, para generar una solución clorada. El proceso finaliza con la precipitación, mediante el metabisulfito sódico, el cual reacciona con el agua en condiciones aeróbicas, generando bióxido de azufre, que es el agente precipitador, destruyendo el enlace de la solución clorada, liberando el oro.



Se debe controlar el potencial de oxidación durante la reacción del ácido clorhídrico y el hipoclorito sódico mediante una sonda redox, y esta debe indicar durante todo el proceso $Eh < 1000$ mV. En el momento que deje de marcar esta cantidad, indica el tiempo de residencia de la reacción.

Cianuración

El método de cianuración es el más adecuado para recuperar oro de este tipo de yacimiento, pero se deben controlar los procesos y neutralizar los efluentes. Por otra parte, existen métodos aplicables a la minería artesanal para lograr la precipitación del oro del carbón activo. Este método también es conocido como desorción, propuesta por Veiga et al (2009), y trata de el lavado del carbón activo con una solución a 90 °C, a una concentración de 2 g/l de NaCN, 10 g/l de NaOH, y 20 % de etanol, dentro de una caja térmica. Cada 2 horas, la solución cargada de oro es derramada sobre virutas de zinc. El oro se recupera mediante la quema simple de estas virutas de zinc.



Técnica de fito-extracción

Por otra parte, la técnica de fito extracción trata de las propiedades de ciertas plantas de hiper-acumulación de metales (Anderson et al., 2005). Un ejemplo de estas es la denominada *Zea mays*, una especie de maíz, o la *Brassica juncea*, una planta de mostaza. A su capacidad natural de generar cianuro en sus raíces, estas plantas pueden resistir al aplicación extra de soluciones cianuradas, permitiendo una mayor acumulación del oro presente en los suelos con concentraciones de este. Las plantas son cultivadas separadamente por 6 semanas.

Luego son trasplantadas sobre estos suelos, y se dejan actuar durante una semana (Wilson-Corral et al, 2010a, b). Finalmente, las plantas son cegadas para conseguir una biomasa rica en oro extraído del suelo. Para que el proceso sea sostenible, la biomasa generada debe estar entre 10-15 t/Ha. También se ha de señalar que la mortalidad de plantas en los procesos se debe a una alta concentración de cobre, no así del cianuro venenoso del suelo (Anderson et al., 2005).

Bio-tecnología

La bio-tecnología es un método aplicado a procesos de extracción de minerales asociados a sulfuros y metales acidificadores, como oro, plata y ferro-oxidantes, por lo que se adapta a las características de los materiales asociados a este yacimiento. Utiliza bio-reactores con acifílicos, como la *acido-bacillus*, para oxidar materiales de naturaleza ácida como el hierro, y micro-organismos, como la *Leptospirillum*, para oxidar los sulfuros (Schippers et al., 2000). Las ventajas de esta técnica es la de neutralizar los efluentes de este tipo de minería ferro-mineralógica, incluyendo la recuperación de estos metales, oro, plata y otros, con tal de dejar los lodos y efluentes residuales libres de estos metales, y además consumir el cianuro acumulado por los procesos anteriores de recuperación. Así, la bio-oxidación se lleva a cabo en bio-reactores, pero la fase experimental es realizada con material de laboratorio. En este caso, en un erlenmeyer de 1000 ml, se introducen 20 g de material sin esterilizar, a una temperatura de 30 °C. Ajustando un pH de 2,5-3, y añadiendo ácido sulfúrico, al cual se agregan los microorganismos pre-cultivados. El tiempo de bio-oxidación de los materiales varía de acuerdo con la naturaleza de éstos, pero por ejemplo, la arsenopirita muestra una evolución de 21 días aproximadamente, que comienza a producirse la digestión del sulfuro, liberando los metales (Schippers et al., 2000).

FASE EXPERIMENTAL

A partir de esto, se deduce que el proceso aplicado no es el adecuado para el tipo de materiales explotados, por lo que se deben implantar mejoras para conseguir un rendimiento aceptable de acuerdo a la naturaleza de las menas, las características de la minería artesanal, y que sean métodos solidarios con el medio.

La fase experimental fue ejecutada con el objeto de comprobar la efectividad de algunas de las propuestas de solución, e identificar la idoneidad de éstos con los materiales a tratar. La demostración práctica del proceso de cloración laboratorio de geología del Dept. d'Enginyeria Minera i Recursos Naturals de la EPSEM. Las ventajas de este método son la facilidad para conseguir los reactivos, y su bajo coste, comparado con el mercurio usado en la minería artesanal.

Las características de los materiales parece ser adecuada para realizar este ensayo, en cuanto a la naturaleza de estos, con importantes cantidades de piritita y calcopiritita. Sin embargo, la ley es un poco baja en relación a otras de la zona, del orden de 33,2 ppm, y para la muestra ensayada, de 200 g, se espera conseguir cerca de 0,02 g de oro puro. Es importante señalar que el rendimiento del proceso efectuado por los mineros artesanales es del orden del 50 % de recuperación de oro, por lo que de una muestra de estar características, ellos serían capaces de obtener solo la mitad de la ley señalada.

En ensayos documentados (Mahlatsi, 2006), se propone hacer una pre-concentración, mediante ciclones e hidro-ciclones, con tal de llegar a una ley de entre 160 y 180 ppm. Descartamos utilizar este tipo de procedimiento, por no ser aplicable a la minería artesanal. Esto puede generar consecuencias en nuestros ensayos, pero que será verificado durante el desarrollo de este.

El ácido clorhídrico debe tener una concentración entre el 30% y 33% de HCl y es utilizado por su alta tasa de oxidación. El cloro debe contener 14% a 16% NaOCl. En el mercado es difícil encontrar esta concentración de hipoclorito sódico, lo máximo que se puede conseguir es del orden del 5 %, por lo que se utiliza esta concentración, y se aumenta la dosis de lejía comercial.

La lixiviación se realiza en un recipiente de plástico o metacrilato, que no se oxida por el cloro y seguirá fuerte a altas temperaturas. Se agregan los 750 ml de ácido clorhídrico y los 200 g de concentrado a este recipiente. Se utiliza una sonda Redox para medir el potencial de oxidación (Eh) en el interior del recipiente de reacción, y esta lectura de potencial debe mantenerse al menos por encima de 1000 mV para conseguir disolver el oro al introducir gotas de lejía sin dejar de remover hasta que la lectura se mantiene constante o por encima de 1000 mV. En general, el proceso de lixiviación óptima es de 4 horas. Sin embargo, con la presencia de sulfuros como piritita y trozos de hierro o el óxido, los productos químicos disuelven estos primeros. En ese caso el tiempo transcurrido y la cantidad de productos químicos utilizados tendrán que ser aumentado. Una vez que la cloración se ha completado, la pulpa resultante se vierte a través del filtro para separar el líquido de los sólidos. Para acelerar el proceso de filtración se ha utilizado un sistema habilitado en el laboratorio de química de la EPSEM, por medio de una bomba que genera presión, absorbiendo el líquido resultante. La precipitación del oro se hace por dos medios: (1) agregando metabisulfito sódico, el cual genera dióxido de azufre al contacto con el ácido clorhídrico y el agua, el cual reacciona con el oro clorado, liberando el metal, y depositándolo en forma sedimentaria, y (2) utilizando un compuesto llamado Hidroquinona, que cumplirá la misma función del metabisulfito, generando el SO₂ necesario para precipitar el oro.

RESULTADOS

Se han caracterizado los materiales en todas las fases del proceso, con tal identificar las leyes de los principales metales presentes y la evolución de éstos a los largo del proceso (**Tabla 2**). De estos resultados, se puede apreciar el alto grado de eficacia de los procesos de cianuración, por ejemplo para la muestra QU2, como material de partida, presenta una ley de 27,8 ppm, reduciendo su concentración de oro a 1,33 ppm para la muestra QU3, después del proceso de cianuración. El análisis químico también delata la influencia del arsénico sobre el rendimiento tanto de cianuración como de amalgamación. La muestra QU3 muestra bajos niveles de arsénico, una gran disminución en la ley de oro, y un nivel relativamente bajo de uso de mercurio,

comparado con la muestra SRC4, que muestra altos niveles de arsénico, poca disminución de oro en la etapa final del proceso, del orden de 55,9 ppm, y un alto contenido de mercurio, del orden de 902 ppm.

Para la muestra RSC-3, utilizada en el ensayo de laboratorio. Según datos de campo, si cada lata arroja una ley de 1 g/lata, teniendo en cuenta que una lata son 40 kilos, por el kilo de material debería generar 0,025 g de oro. Para efectuar con éxito el proceso, debe concentrar el material hasta obtener una ley de 0,1 g/g

Si el rendimiento es el esperado, es decir, generar lodos con mínimas pérdidas de oro, es decir, tomando en cuenta el oro recuperado por amalgamación y el que se recupera por cianuración. Los lodos tratados con cianuro suman 5 toneladas, y los venden a 10800 soles (3600 dólares), obteniendo por tanto 120 g de oro. De eso calculamos que la ley de los lodos es de 0,024 g /k.

Si sumamos esta ley más los 0,025 g obtenidos anteriormente, debería obtenerse 0,05 g/Kg de oro. La mitad de la concentración óptima para desarrollar el proceso. Para nuestro ensayo, con 250 g de concentrado, deberían obtenerse 0,0125 g de oro.

Además, la solución de los efluentes producidos a partir de la lixiviación y la prueba de precipitación de trabajo normalmente contiene la base, FeCl_2 ferro-metales en forma de cloruros es decir, NiCl_2 , CuCl_2 , ZnCl_2 , etc. (Mahlatsi, 2006).

La microscopía electrónica de barrido SEM ha permitido verificar el ataque del cloro sobre la pirita (**Fig. 4**), observándose los cristales de pirita corroída. Para comprobar la composición de los materiales atacados por la solución clorada, también se ha utilizado la microscopía electrónica de rastreo con analizador de energías. Se confirma el ataque de las soluciones cloradas sobre la matriz sulfurada, por lo tanto es efectivo en cuanto a eliminar el problema de encapsulamiento del oro dentro de esta matriz.

Además, mediante esta técnica, se ha comprobado que los materiales obtenidos después de la cloración no muestran presencia alguna de oro, y que puede generar varias hipótesis:

- El oro ha sido atacado por el cloro gas, y se encuentra disuelto en la solución clorada, pero no se ha podido recuperar correctamente
- La cantidad de material a ensayar no es suficiente, y las pérdidas por el proceso en sí no hacen palpable el oro.
- Alta presencia de pirita. El color rojizo al comienzo de la reacción, característico por presencia de hierro puede ser una prueba de esto, y luego el color amarillo mostrado después, probablemente delatando la liberación del azufre de los sulfuros.

- Es interesante el color verde intenso logrado en la última etapa del ensayo. El análisis de laboratorio también es elocuente al señalar altos contenidos de cobre, si bien no cuantifica claramente, por utilizar técnicas no apropiadas para tal cantidad de material. A partir de esto se deduce que todo el ataque del cloro gas generado se ha consumido por los otros metales existentes, y tal vez debido a la baja ley del oro, es posible que no haya sido atacado por este proceso.

En un principio se considera que las altas concentraciones de cobre presentes podrían representar un problema de cara a precipitar el oro, pero por otro lado, también es objetivo secundario intentar recuperar los metales asociados a la mena, los cuales no generan beneficio económico para los mineros. En una primera impresión, se ha logrado disociar gran parte del hierro presente, y sobre todo una cantidad importante de cobre, delatado por el verde intenso logrado al final del ensayo. Se deberá cuantificar el cobre que se ha conseguido clorar, y estudiar métodos para poder precipitar este elemento de las soluciones cloradas. Es importante recalcar este hecho, que abre una puerta de campo de estudio interesante con tal de lograr un proceso completo y eficaz de los materiales presentes en este yacimiento.

DISCUSIÓN Y CONCLUSIONES

Actualmente no podemos afirmar que el uso del método de cloración es efectivo para recuperar el oro, pero según conclusiones de la etapa experimental, es eficiente para eliminar el cobre del material. El proceso de recuperación del cobre a partir de esta solución clorada está en estudio, pero es efectivo este paso de cara a eliminar el cobre de los materiales, haciendo viable la neutralización de los lodos residuales con el método de fito-extracción. Por lo tanto esta fase es alternativa al proceso, y su aplicación puede ser opcional.

El estudio procesamiento del mineral en este poblado concluye que debe haber un cambio drástico de la estructura actual de este. Otras de las razones tratan de las previsiones de aumento de precio del mercurio, por la rigurosidad de la normativa medioambiental europea, que restringe la explotación de este metal, por sus graves consecuencias al medio y a la salud humana.

Se ha comprobado que el rendimiento del proceso de trituración es bajo, por que se basa en la liberación de partículas para poder amalgamar el oro. Pero los procesos que involucran cianuro necesitan un tamaño de partícula a la cual los métodos de molienda actuales pueden conseguir. Por lo tanto se propone reemplazar el método de amalgamación con mercurio para pasar directamente a una fase de cianuración. Esta consta de diversas fases, en la que destaca: Lixiviación, en la cual se introduce la solución cianurada durante 48 horas, la cual contiene una concentración de 50-1000

mg/l de cianuro. Luego se inicia la fase de absorción con carbón activo. Para realizar esta acción, se agrega agua y se filtra la solución con el carbón activado. La etapa de desorción se efectúa con baños consecutivos de una solución cianurada a una temperatura de 90 °C, y se bañan virutas de zinc con esta solución. La quema simple del zinc libera el oro recuperado por este método.

Los lodos residuales se pueden neutralizar con la técnica de fito-extracción, y tiene la ventaja de recuperar los últimos vestigios de oro. Por otro lado, los efluentes de la fase de cianuración es de fácil neutralización, pero necesita ser depositado en un espacio impermeable, durante aproximadamente 90 días, tiempo que tarda el cianuro en volatilizar con posteriores transformaciones atmosféricas a sustancias químicas menos tóxicas, afectado por factores como la oxidación biológica, la precipitación y los efectos de la luz solar (Logsdos et al., 2001).

AGRADECIMIENTOS

Agradecemos los miembros de la ONG Minería para el Desarrollo, tanto a los compañeros que participan en los proyectos desplazándose en la zona, como a los integrantes que nos apoyan desde aquí. Deseamos expresar también nuestro agradecimiento a Manuel Reinoso, presidente de AMASUC, y a Olinda Orozco, presidenta de RED SOCIAL, por orientarnos en nuestras estadías en el Perú. Este estudio no hubiese sido posible sin el financiamiento del Centre de Cooperació al desenvolupament (CCD)

BIBLIOGRAFÍA

- Acosta, J. (2005). Las inclusiones fluidas como guías de exploración de en depósitos de minerales. Publicación periódica; INGEMET, Lima. Vol- 12, 84-89.
- Anderson, C., Moreno, F., Meech, J. (2005). A field demonstration of gold phytoextraction technology. Minerals engineering, Palmerston. ELSEVIER. Vol.18. Pág. 385-392.
- Cobbing, J., Mallick, D. (1983). A New Approach to Mapping Granites. Editorial Episodes, Vol. 3, 10-14.
- González, H. (2001). Mapa geológico del departamento de Antioquia. Informe. Bogotá Editorial; INGEOMINAS. Pp150-151.
- Gupta, A. (2006). Mineral Processing design and operation. Amsterdam. Editorial Elsevier. Vols. 1, pag. 161-162. ISBN 970-0-444-51636-7.
- Herrera, M., Mella, M., Osorio, J. (2009). Gold recovery by chlorine gas. Conferencia; Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, Organizado por; CIMM. Santiago. Pág. 13-14.

- Herreros, O., Queiroz, R., Viñals, J.(1999) Dissolution kinetics of cooper, white metal and natural chalcocite in Cl_2/Cl media. Revista; Hydrometallurgy. Editorial Elsevier. Vol. 51. Pág. 345-357.
- Jain, M. (2001) Iron, manganese and copper concentrations in wet precipitations and kinetics of the oxidation of SO_2 in rain water at two urban sites, Jaipur and Kota, in Western India.Publicación periódica; Atmospheric Environment. Science vision - New Delhi.Volume 34. Pág. 4479-4486.
- Kelly, E. (1990). Introducción al procesamiento de minerales. Editorial Limusa. Vols. 1, pag. 161-164. ISBN 968-18-3337-6.
- Logsdos, M., Kagelstein, K., Mudden, T. (2001) El manejo de la cianuración en la extracción del oro. Reporte, ICME - Ottawa, pag. 21-29.
- Mahlatsi, S. (2006). The iGoli mercury-free gold extraction process. Reporte; Autsirabe. Editorial; CASM-AGM. Pág. 7-24.
- Patnaik, P. (2003). Handbook of inorganic chemicals. Editorial McGraw-Hill. Vol. 1, pag 321-329.ISBN 0-07-049439-8.
- Schippers, A., Nagy, A., Kock, D., Melcher, F., Gock, E.(2000). The use of FISH and real-time PCR to monitor the biooxidation and cyanidation for gold and silver recovery from mine tailings concentrate(Ticapampa, Peru). Revista: Hydrometallurgy,Hannover. Editorial; Elsevier. Vol. 94. Pág. 77-81.
- Veiga, M., Nunes, D., Kleins, B., Shandro, J., Velazquez, C., Sousa, R. (2009). Mill leaching: a viable substitute for mercury amalgamation in the artisanal gold mining sector.Publicación periódica; Journal of Cleaner production, Vancouver. Editorial; Elsevier. Vol.17. Pág. 1373-1381.
- Wilson-Corral, V. Rodríguez-López, M., López-Perez, J., Arenas-Vargas, M., Anerson, C. (2010a). Gold phytomining in arid and semiarid soils . Conferencia 19 World congress of soil science, soil solutions for changing world. Brisbane. 26-28.
- Wilson-Corral, V. Rodríguez-López, M., Anderson, C., López-Perez, J., Arenas-Vargas, M. (2010b). Phytoextraction of gold and copper from Mine tailings . Revista Culiacan. Editorial PROFAPI.Vol. 1, 4-7.
- Wotruba, H., Hruschka, F., Hentschel, T., Priester, M. (1998). Manejo ambiental en la pequeña minería. La Paz. Editorial Gama-Cosude. Vol. 1, 59-65.
-

FIGURAS

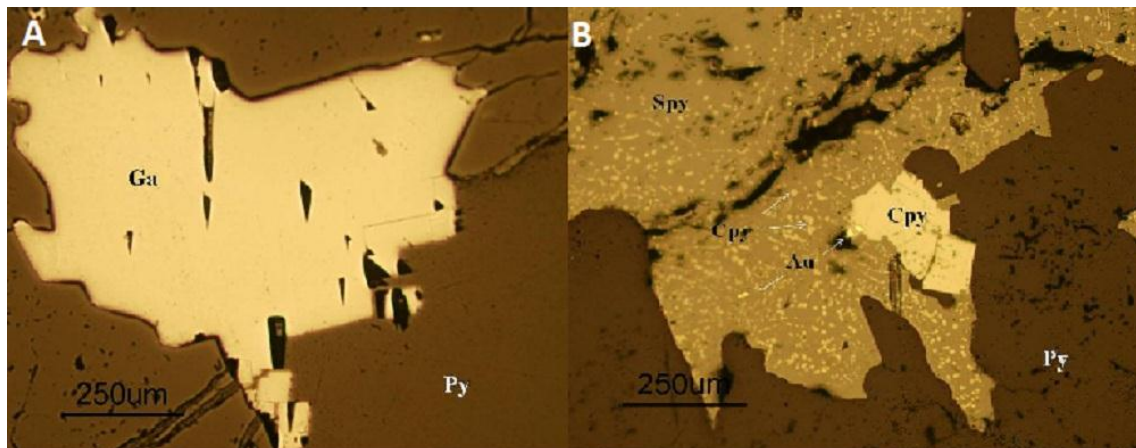


Figura 1. Imágenes del microscopio óptico de luz reflejada (A) Esfalerita con inclusiones de calcopirita, (B) Forma característica de la galena, con interposiciones triangulares, producidas por fractura debido a su fragilidad. Corresponde a la página 293.

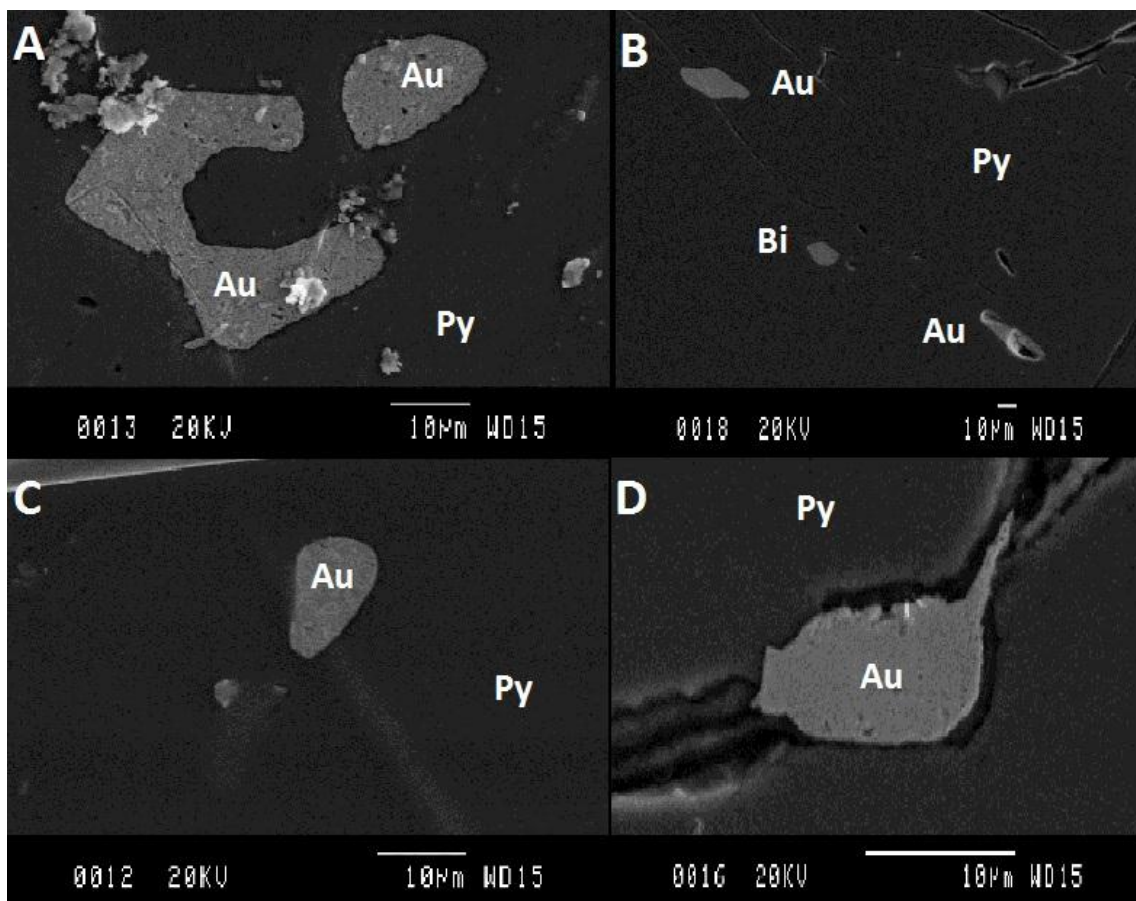


Figura 2. (A, C y D) Oro en la matriz de pirita, (B) Sulfosales de bismuto. Corresponde a la Página 293.

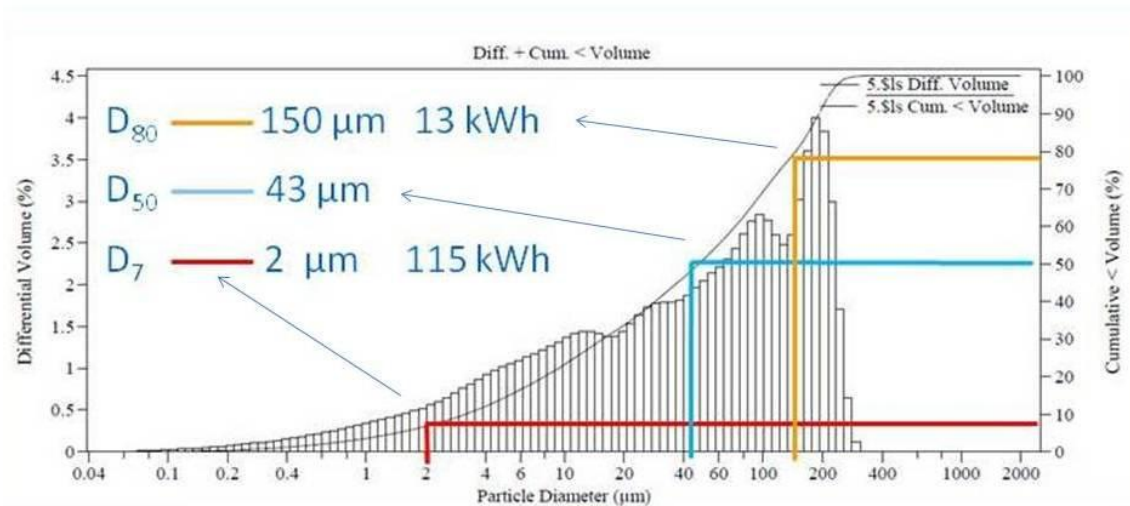


Figura 3. Granulometrías del material, mostrando porcentajes en volumen, tamaño, liberación, y energía utilizada. Corresponde a la página 294.

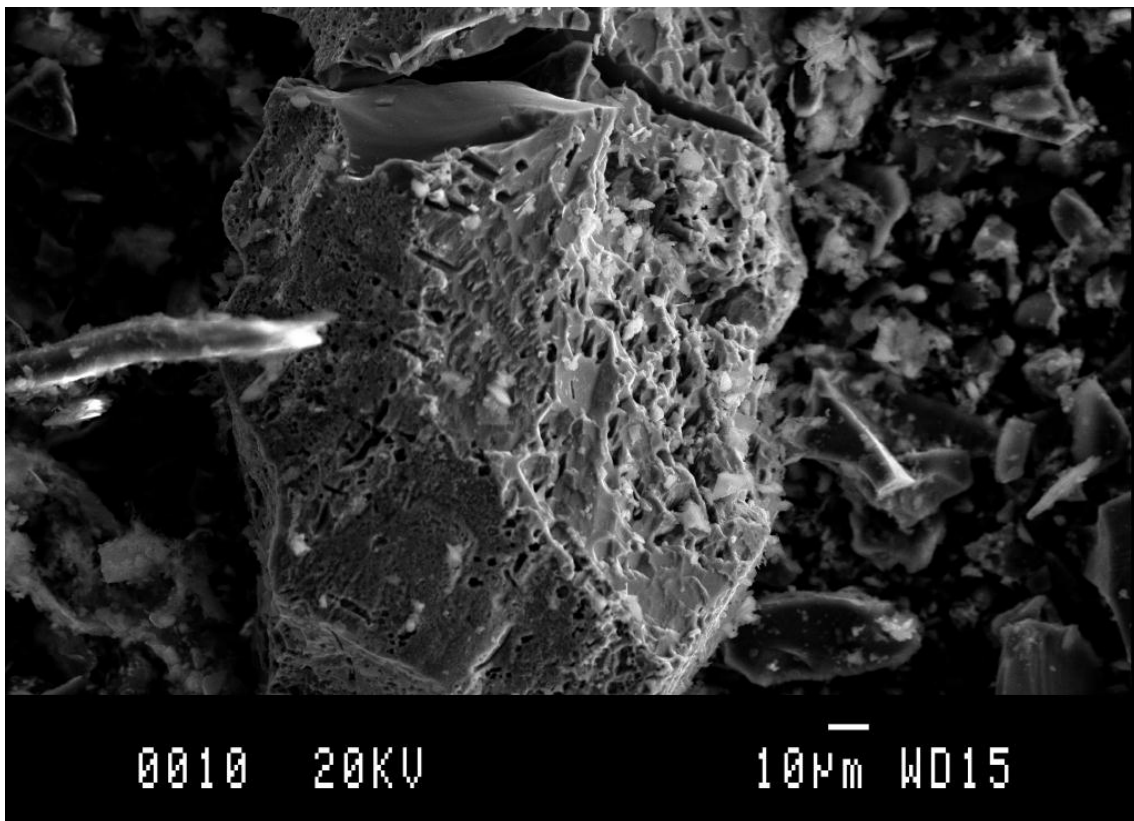


Figura 4. Imagen obtenida con el SEM, mostrando el ataque del cloro gas sobre los sulfuros. Corresponde a la página 298.

TABLAS

Diámetro Partícula (μm)	R_L	Liberación	Fracción liberada	% liberado
9	1,11	$8,3 \times 10^{-9}$	0,001	0,1
8	1,25	$6,6 \times 10^{-8}$	0,008	0,8
7	1,43	$2,2 \times 10^{-7}$	0,027	2,7
6	1,67	$5,3 \times 10^{-7}$	0,064	6,4
5	2	$1,0 \times 10^{-6}$	0,125	12,5
4	2,5	$1,8 \times 10^{-6}$	0,216	21,6
3	3,33	$2,8 \times 10^{-6}$	0,343	34,3
2	5	$4,2 \times 10^{-6}$	0,512	51,2
1	10	$6,1 \times 10^{-6}$	0,729	72,9
0,9	11,11	$6,2 \times 10^{-6}$	0,7536	75,36
0,6	16,67	$6,9 \times 10^{-6}$	0,8306	83,06
0,5	20	$7,1 \times 10^{-6}$	0,8574	85,74
0,1	100	$8,0 \times 10^{-6}$	0,9703	97,03

Tabla 1. Resultado de liberación de la relación pirita-oro. Se puede ver que el 50 % de las partículas de oro liberadas mide 2 μm , siendo ésta una medida de partícula difícil de conseguir con la maquinaria de molienda en la minería artesanal. Corresponde a la página 293.

Elemento	Au	Ag	Ag	Cu	As	Hg
Unidades	g/t	g/t	ppm	ppm	ppm	ppm
Método analítico	FA-GRA	FA-GRA	AR-ICP	AR-ICP	AR-ICP	AR-ICP
QU1	11,1	175	> 100	> 10000	472	228
QU2	27,8	138	> 100	> 10000	428	6
QU3	1,33	57	64,4	> 10000	291	589
SRC1	18,5	176	> 100	> 10000	434	917
SRC2	58,7	143	> 100	> 10000	352	524
SRC3	33,2	117	> 100	> 10000	519	9
SRC4	55,9	207	> 100	> 10000	973	902

Tabla 2. Caracterización de las muestras mediante análisis químico. Corresponde a la página 198.