

Optimización en la recuperación de oro de minerales mixtos en Cerro Corona - goldfields La Cima

RECOVERY OPTIMIZATION IN MIXED GOLD MINERALS AT CERRO CORONA MINE - GOLDFIELDS LA CIMA

Mirelly Araujo*, Ángel Azañero**, Daniel Lovera***

RECIBIDO: 26/02/2014 – APROBADO: 15/03/2014

RESUMEN

El presente trabajo tiene por finalidad buscar algunas alternativas que permitan recuperar el oro asociado a minerales oxidados y sulfurados mediante la mezcla de su componente principal (sulfuro de cobre) con minerales oxidados, utilizando, para ello, el proceso metalúrgico de flotación. El desarrollo de esta investigación ha evaluado muestras de este tipo de mineral con contenidos de 15%, 10% y 5% de mineral oxidado. De esta manera se busca evaluar cuál de estas nos permitirá obtener una mayor recuperación de oro sin perjudicar la ley de cobre y su recuperación en el concentrado.

Para determinar las especies mineralógicas con las que se halla asociado el oro y el grado de liberación de dichas especies, se ha realizado un estudio de microscopía óptica de secciones pulidas de cabeza, concentrado y relave.

Al final de todo el estudio se obtiene mejor rendimiento metalúrgico con 15g/t de una mezcla de (xantatoformiato + tionocarbamato), con un incremento de 13% en la recuperación de oro.

Palabras claves: Metalurgia aurífera, minerales mixtos, flotación, cinética de flotación.

ABSTRACT

This is intended to find some alternatives to recover gold associated with oxide and sulphide ore by mixing its main component (copper sulfide) with oxide ores using for this purpose the metallurgical flotation process. The development of this research has evaluated samples of this type of ore content of 15%, 10% and 5% of oxidized ore. This way is to evaluate which of these allow us to obtain a higher gold recovery without damaging the copper grade and recovery thereof in the concentrate.

To determine the mineralogical species, with which is associated the gold, and the degree of release of such species has made a study of optical microscopy of polished sections: Head, concentrate and tailings.

At the end of the study better metallurgical performance 15g / t of a mixture of (formatexanthate + thionocarbamate) is obtained, achieving a 13% increase in the recovery of gold.

Keywords: Aurífera metallurgy, minerals mixed, flotation, flotation kinetics.

* Egresada de la Escuela Académico Profesional de Ingeniería Metalúrgica - UNMSM.

** Docente de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica - UNMSM.

*** Docente de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica - UNMSM. E-mail: iigeo2010@gmail.com

I. INTRODUCCIÓN

La presente investigación de tesis se orienta a encontrar opciones para recuperar oro de minerales oxidados y minerales de sulfuro utilizando el proceso metalúrgico de flotación, mediante la mezcla de su principal mineral sulfurado con minerales oxidados. Las mezclas utilizadas en esta investigación, a escala de laboratorio, fueron las siguientes: 85% de mineral sulfurado y 15% de óxidos, 90% de mineral sulfurado y 10 de óxidos, 95% de mineral sulfurado y 5% de óxidos; sobre una base en peso. El proceso de flotación es un proceso físico-químico selectivo que se emplea para llevar a cabo separaciones específicas de minerales complejos, basándose en las diferentes propiedades superficiales de cada uno de ellos.

La flotabilidad del oro depende del tipo de minerales con los que se encuentra asociado y del tipo de ganga que acompañan al mineral. Cerro Corona es un yacimiento tipo pórfido en el cual el oro está asociado a sulfuros primarios, óxidos e hidróxidos de hierro. Los óxidos son perjudiciales al proceso de flotación, estos minerales requieren tratamientos especiales para recuperar el oro por flotación.

La factibilidad de recuperar oro de minerales mixtos se basa en la utilización de diseños experimentales y en la aplicación de colectores fuertes (cadena carbonada larga). La caracterización mineralógica permite realizar un análisis cuantitativo y cualitativo de las especies valiosas, además, determina el grado de liberación de ellas. En la cinética de flotación se evalúa parámetros como: dosificación de reactivos, tamaño de partículas, flujo de aire, porcentaje de sólidos y PH.

I.1. Ubicación y accesibilidad

El yacimiento de Cerro Corona está ubicado a 80 km al NNO de la ciudad de Cajamarca, en el norte del Perú, en el distrito de Hualgayoc y que, a su vez, se halla dentro de la circunscripción territorial de la provincia de Bambamarca, entre los 3,300 y 3,900 m.s.n.m. Solamente es accesible por una carretera que va desde Cajamarca a Hualgayoc, a la

altura del km 77, en el caserío de Coimolache, se bifurca hacia el campamento por una trocha carrozable con dirección al caserío El Tingo (Cerro Corona GFLC S.A.A 2010 - 2012 Reportes Internos operaciones). Ver Figura N°1.

I.2. Geología regional y local

El yacimiento de cobre y oro de Cerro Corona se halla contenido en un pórfido de diorita subvertical de forma cilíndrica, de 600 a 700 metros de diámetro, emplazado en rocas calcáreas, margas y siliclásticas del Cretáceo medio. Dentro del pórfido, la mineralización de cobre y oro se asocia principalmente a zonas que poseen un sistema de vetillas de cuarzo (stockwork). El pórfido de Cerro Corona es inusual, pues posee un contenido de oro muy alto en comparación con otros yacimientos de cobre y oro de la región. Existen al menos dos fases de intrusión de dioritas, pero solo una se encuentra mineralizada. La diorita no mineralizada se considera la más reciente y se le denomina 'testigo estéril' (Barren Core). El modelamiento geológico reciente sugiere que el pórfido de Cerro Corona se encuentra compuesto, probablemente, de cuatro o cinco pórfidos satélites, de los cuales los últimos dos son estériles. La mineralización temprana se encontraba acompañada de una alteración potásica moderada a avanzada, comúnmente superpuesta por una alteración argílica tardía y semiextendida, y, localmente, por un conjunto de alteraciones filicas estructuralmente controladas (cuarzo-sericita-pirita). El intrusivo se halla emplazado en la intersección de la estructura paralela andina y de la estructura normal andina (transandina), característica típica de la provincia metalogénica de Cajamarca. El sistema de fallas dominante, que va del noreste al sudoeste, y que recorre el intrusivo, se denomina "Falla Mariela", y tiene una relación importante con la distribución de mineralización. Existen tres zonas mineralizadas distintas dentro del yacimiento identificado como la Zona del Anillo, la Zona Norte y la Zona Sur. Cada una de ellas se trata por separado para efectos del modelamiento geológico y de recursos. Además de las zonas mineralizadas, el yacimiento se caracteriza por presentar varios dominios de acuerdo con el grado de oxidación e intemperización. Ver Figura N° 2.

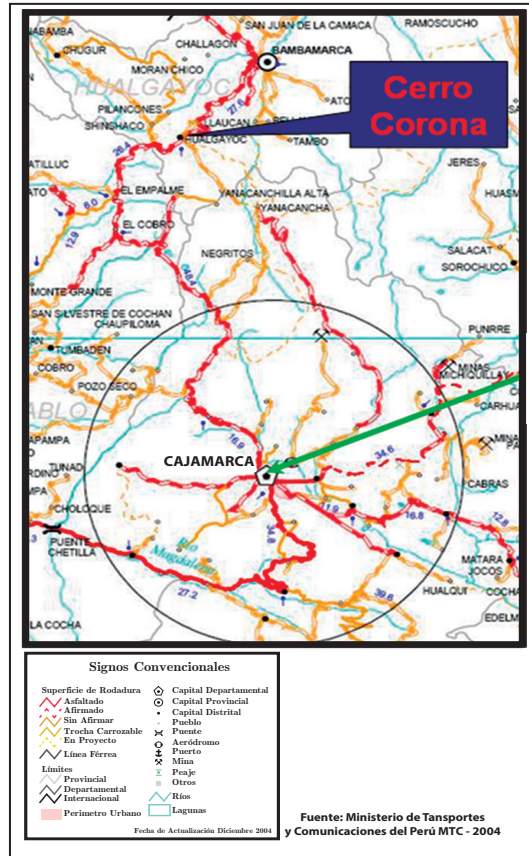


Figura N° 1. Ubicación y accesibilidad del yacimiento Cerro Corona.

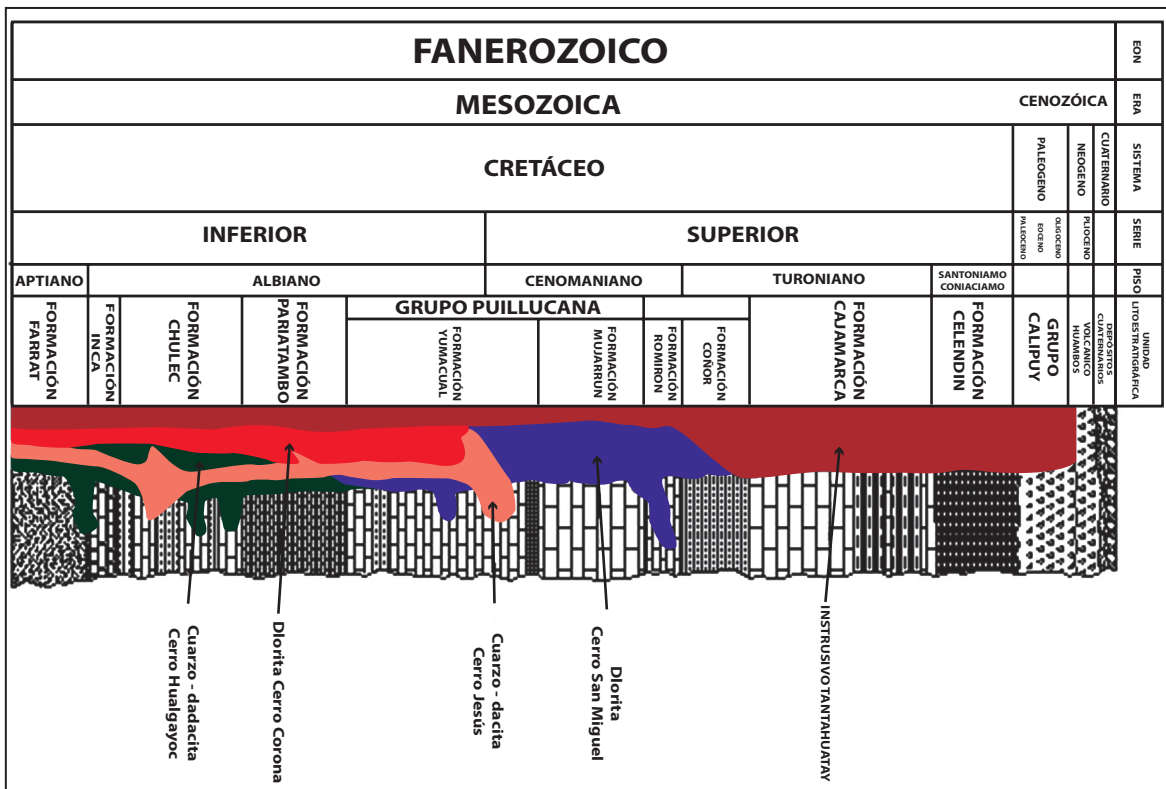


Figura N° 2. Columna estratigráfica (Goldfields La Cima, 2006).

II. MARCO CONCEPTUAL

2.1. Flotación de minerales de oro

La recuperación de oro de minerales auríferos depende en gran medida de la naturaleza del depósito, la mineralogía de la mena y la distribución de oro en el mineral.

El oro es un metal raro. Su ocurrencia en los depósitos de baja ley puede variar entre 3 y 6 ppm. Se halla predominantemente en forma nativa en depósitos de placeres aluviales, en venas de silicatos o encapsulado en los sulfuros. Otras formas de ocurrencia comunes son asociaciones de oro con cobre, telurio, antimonio, selenio y metales del grupo del platino y la plata. Estas diversas formas de ocurrencia del oro con diferentes metales afecta de manera negativa la recuperación en el proceso de flotación. Los métodos utilizados para la recuperación de oro compuesto de las siguientes operaciones:

1. **Concentración gravimétrica.** Utilizado principalmente para la recuperación de oro a partir de depósitos de placeres que contienen oro nativo grueso. La gravedad se utiliza en combinación con flotación y/o cianuración.
2. **Procesos hidrometalúrgicos.** Se emplean normalmente para la recuperación de oro a partir de depósitos oxidados (lixiviación) y minerales refractarios de oro (autoclaves y cianuración biológica).
3. **Una combinación del proceso pirometalúrgico seguido del proceso hidrometalúrgico.** Utilizado para minerales de oro altamente refractarios, refractarios (sulfuros arsenicales carbonosos, minerales de oro) y los minerales que contienen impurezas que resultan en un alto consumo de cianuro que tienen que ser eliminadas antes de la cianuración.
4. **Proceso de flotación.** Es una técnica ampliamente utilizada para la recuperación de oro, procedente de minerales de cobre, minerales de metales comunes, minerales de cobre níquel, minerales del grupo del platino y muchos otros, en los cuales no pueden ser aplicados los procesos anteriores. La flotación también se utiliza como un proceso de pretratamiento de minerales refractarios, con el objetivo de optimizar el proceso hidrometalúrgico. La flotación se considera que es el método más rentable para la concentración de oro.

2.2 Factores que afectan la flotabilidad de minerales de oro

El oro nativo y sus aleaciones, que están libres de contaminantes de la superficie, son fácilmente flotables con colectores como xantatos. Muy a menudo, sin embargo, las superficies de oro están contaminadas o cubiertas con variedades de impurezas. Las impurezas presentes en superficies de oro pueden ser argentita, óxidos de hierro, galena, arsenopirita o los óxidos de cobre. El espesor de la capa puede ser de la orden de 1-5 micras. Debido a esto, las propiedades de flotación de oro nativo y sus asociaciones con otros minerales varían ampliamente. El oro cubierto con óxidos de hierro u óxido de cobre es muy

difícil de flotar y requiere de un tratamiento especial para eliminar los contaminantes. (SRDJAN M. BULATOVIC, 2010). Los telururos, por otra parte, son fácilmente flotables en presencia de pequeñas cantidades de colector y se cree que son naturalmente hidrofóbicos.

Normalmente para la flotación de minerales de oro asociado a los sulfuros, se utiliza una combinación de xantato y ditiofosfato junto con otros depresores de ganga, como gomaguar, dextrina o la celulosa modificada. La adsorción de colector en el oro y su flotabilidad mejora considerablemente por la presencia de oxígeno, el tipo de modificador y el pH (Newmont Australia, 2005).

2.3. Flotación de sulfuros, con contenido de minerales de oro con baja ley

Para obtener una recuperación óptima de oro en este tipo de mineral resulta en una combinación de concentración gravimétrica, flotación y lixiviación de las colas.

La combinación de reactivos utilizados en la flotación depende de la naturaleza de la ganga presente en el mineral. Es recomendable usar una mezcla de xantatos, ditiofosfatos y mercaptos. En el caso de minerales parcialmente oxidados, es recomendable utilizar colectores auxiliares tales como aceites de hidrocarburos. El regulador de pH recomendado es el carbonato de sodio, el cual actúa como un dispersante y también como un reactivo acomplejante para algunos cationes de metales pesados que tienen un efecto negativo en la flotación de oro.

El uso de cal deprime al oro nativo y al oro asociado a los sulfuros. Los rangos óptimos de pH en la flotación varían en un rango de 8.5 y 10.0. Esteres de glicol y alcoholes (aceite de pino) pueden mejorar la recuperación de oro significativamente.

La presencia de hierro soluble en la pulpa es altamente perjudicial para la flotación del oro. El uso de pequeñas cantidades de agentes acomplejantes del hierro, tales como polifosfatos y ácidos orgánicos, pueden eliminar el efecto perjudicial del hierro (Bulatovic, 2010).

2.4. Flotación de minerales de cobre con contenido de oro

La flotabilidad de los minerales de oro que se encuentran asociados a minerales de cobre depende de la ocurrencia de estos minerales y su asociación con los sulfuros de hierro. Los minerales que influyen en la recuperación de oro en estos son sulfuros de hierro (es decir, pirita, marcasita, etc.), en el que el oro se asocia generalmente como inclusiones diminutas. De esta manera, el mineral de sulfuro de hierro determina la recuperación de oro en el concentrado final. Los reactivos utilizados en el tratamiento de operaciones comerciales de pórfidos de cobre-oro varían considerablemente. En algunas operaciones comerciales donde la pirita es un problema, se usan colectores ditiofosfatos a un pH entre 9 y 11.8. Cuando el contenido de pirita en el mineral es bajo, se usan xantatos y ditiofosfatos y cal o ceniza de sosa como regulador de pH.

Actualmente, en el desarrollo de procesos comerciales para la recuperación de oro de minerales tipo pórfido de cobre-oro, se realiza una flotación bulk de todos los sulfuros, seguida de la limpieza del concentrado y una flotación secuencial del cobre, oro y pirita, para obtener finalmente un concentrado final de cobre con contenido de oro.

2.5. Cinética de flotación

La importancia de la termodinámica en el proceso de flotación se revisó a través de los conceptos siguientes:

- Ángulo de contacto
- Acción de colectores
- Acción de espumante

Sin embargo, la influencia de la termodinámica en la flotación se tratará a través de su necesaria vinculación con la cinética del proceso. Ya que la velocidad depende de la probabilidad de flotación, una cierta combinación de reactivos podría dar una mayor o menor velocidad (Castro, 2003) (Lee, Archibald, McLean, Reutar, 2008).

2.6. Velocidad de flotación

Se expresa a través de la siguiente ecuación diferencial:

$$- \frac{dc}{dt} = KC^n \tag{1.0}$$

c = concentración de especies flotables

n = orden de la reacción

k = constante de flotación

Suponiendo una cinética de 1^{er} orden, se tiene la siguiente ecuación:

$$C = C_0 e^{-kt} \tag{2.0}$$

C₀ = Concentración de material flotable al tiempo cero

C = Concentración de material flotable al tiempo t

Tomando logaritmo a la ecuación anterior se tiene:

$$\ln \frac{C_0}{C} = kt \tag{3.0}$$

$$R_\infty = \frac{(C_0 - C_\infty)}{C_0} \tag{4.0}$$

$$R_\tau = \frac{(C_0 - C)}{C_0} \tag{5.0}$$

2.7. Modelo de 1er orden de García-Zúñiga

Permite ajustar la gran mayoría de los resultados experimentales y calcular la constante de velocidad de flotación.

$$\ln \frac{C_0 - C_\infty}{C - C_\infty} = Kt \rightarrow R_t = R_\infty (1 - e^{-kt}) \tag{6.0}$$

2.8 Modelo de Klimpell

$$R_t = R_\infty (1 - e^{-K(t+\theta)}) \tag{7.0}$$

Agar corrige el tiempo en el modelo de García-Zúñiga. Aplicando la distribución rectangular de probabilidades (Klimpell).

$$R_t = R_\infty \left[1 - \frac{1}{kt} (1 - e^{-kt}) \right] \tag{8.0}$$

Generalmente basta usar los modelos cinéticos de primer orden donde se considera que todas las partículas tienen la misma probabilidad de flotar. Si se considera que hay distribución rectangular de velocidades, aparece el modelo de Klimpell, donde se obtiene mayor precisión.

El objetivo de una evaluación cinética es determinar la **constante de velocidad**, k. La constante k es el resultado de una condición fisicoquímica dada por:

$$k = k(\text{granulometría, \% sólidos, ley de alimentación, pH, reactivos}) \tag{9.0}$$

III. METODOLOGÍA

3.1. Caracterización mineralógica

El presente estudio realizado contiene los resultados del análisis microscópico de 21 fracciones granulométricas correspondientes a tres productos de la muestra denominadas: **cabeza, concentrado y relave**. Con este análisis se ha determinado los constituyentes mineralógicos, las distribuciones volumétricas de aquellos minerales que han intervenido en el análisis modal, sus respectivos grados de liberación y la interpretación de los grados de liberación de cada uno de los minerales. Los minerales observados y los que han intervenido en el análisis modal de la muestra son: calcopirita, covelita, pirita, marcasita, magnetita, hematita, rutilo, goethita y oro. En la tabla N° 1 se muestran los minerales observados con sus respectivas fórmulas químicas (Manzaneda, 2008) (Ojeda, Reyes, 2007).

Tabla N° 1. Especies mineralógicas presentes en la muestra de minerales mixtos.

Minerales	Fórmula	Abreviatura
Calcopirita	CuFeS2	cp
Covelita	CuS	cv
Pirita	FeS2	py
Marcasita	FeS2	mc
Magnetita	Fe3O4	mt
Hematita	Fe2O3	hm
Rutilo	TiO2	rt
Goethita	FeO.OH	gt
Gangas		GGs

Fuente: Propia.

3.2. Aspectos cualitativos

Calcopirita. Aparece ocasionalmente libre y en variedad de tamaños (con mayor presencia en las fracciones finas), en parte asociada con los sulfuros secundarios (calcosita y covelita); el resto con pirita, magnetita y/o con gangas.

Pirita. Es el sulfuro más abundante en la muestra, incrementando su volumen en fracciones finas, se presenta mayormente libre y con variedad de tamaños y formas; las partículas mixtas más frecuentes se encuentran asociadas en su mayoría con la calcopirita, calcosita, óxidos de hierro (hematita y magnetita) y con las gangas.

Arsenopirita. Es escasa, especialmente en las fracciones gruesas, presentándose generalmente en las fracciones finas; su ocurrencia se da en forma de partículas libres.

Bornita. Es moderadamente abundante, se encuentra como partículas libres en las distintas fracciones de tamaños, con un grado de liberación superior al 95%. La

Esfalerita. Es bastante escasa en las fracciones gruesas, pero se incrementa hacia las fracciones finas, bajo la forma de partículas mixtas suele presentarse asociada con magnetita, pirita y/o con gangas.

Galena. Es muy escasa; se presenta en parte como finas partículas libres, pero mayormente ocurre como finos nidos, asociada a esfalerita o a pirita.

Cobres secundarios. Consiste principalmente de calcosita, con menor proporción de covelita. Generalmente se encuentran asociadas con calcopirita, a la cual reemplazan parcial o totalmente, en menor ocurrencia en forma de partículas libres y asociadas con pirita.

Magnetita. Es relativamente abundante, se presenta frecuentemente como partículas libres de diversos tamaños. Se presenta con mayor abundancia en las fracciones más finas, las partículas mixtas tienen variada composición. Especialmente se encuentran asociadas con calcopirita, pirita, hematita y/o con las gangas.

Hematita. Es moderadamente abundante, se presenta frecuentemente como partículas libres, con mayor abundancia en fracciones más finas; otra forma de ocurrencia se da como partículas mixtas entrelazadas generalmente con sulfuros primarios y/o con la magnetita.

Rutilo. Escaso, se presenta formando entrelazamientos de diversas formas geométricas, asociadas con otras especies mineralógicas.

Oro. Se presenta de diversas formas y tamaños, en fracciones gruesas y finas, incrementado su abundancia en las finas, mayormente se encuentra en forma de partículas libres.

3.3. Distribución volumétrica y grados de liberación

La distribución volumétrica en este reporte es en término porcentual, del mismo modo con respecto a los grados de liberación, los cuales se proporcionan para todos los minerales que han intervenido en el análisis modal y se pueden observar en la Tabla N° 2.

Tabla N° 2. Porcentaje en volumen y grado de liberación de las especies mineralógicas presentes en la muestra.

Minerales	Volumen (%)	Grado de liberación (%)
Oro	0.04	100.00
Calcopirita	1.53	87.59
Calcocita	0.04	0.00
Esfalerita	0.21	0.00
Pirita	6.44	97.05
Arsenopirita	0.22	100.00
Magnetita	3.32	87.48
Hematita	0.99	67.57
Goethita	0.20	0.00
Gangas	87.00	98.99
TOTAL	100.00	

Fuente: Propia

3.4. Secciones pulidas

Las secciones pulidas fueron estudiadas en el laboratorio de microscopía óptica de la Escuela de Ingeniería Geológica, cuyos resultados para un mineral de cabeza, concentrado y relave mostramos en las Figuras del 3 al 8.

3.4.1. Cabeza. Fracción +250M

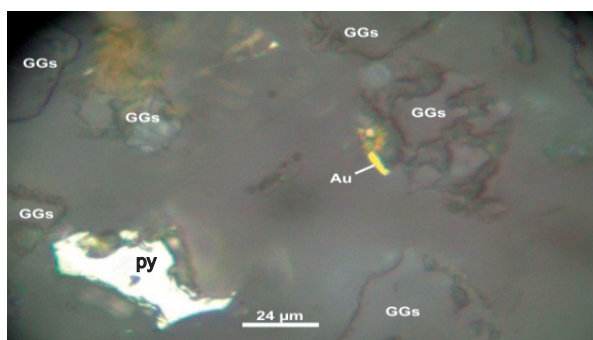


Figura N° 3. Partículas libres de oro (Au) de ocho micras de longitud, de pirita (py) y de gangas (GGs). 500X.

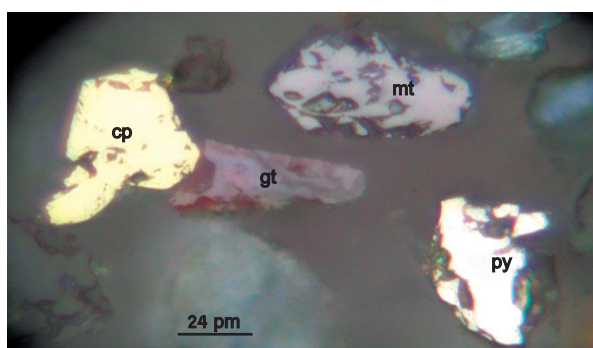


Figura N° 4. Partículas libres de pirita (py), de magnetita (mt) y de goethita (gt). 500X.

**3.4.2. Relave. Fracción - 400M.3.5.4 Concentrado.
Fracción - 400M.3.6 Preparación de muestras**

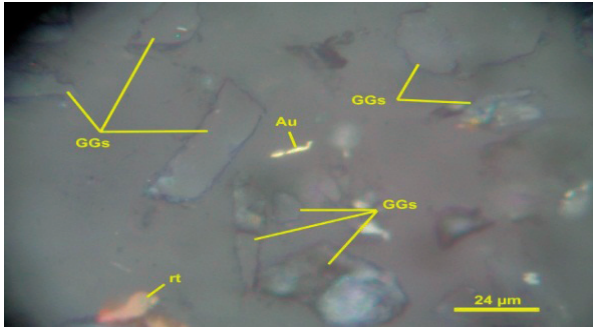


Figura N° 5. Partículas libres de oro (Au) con 12 micras de longitud, de rutilo (rt) y de gangas (GGs). 500X.

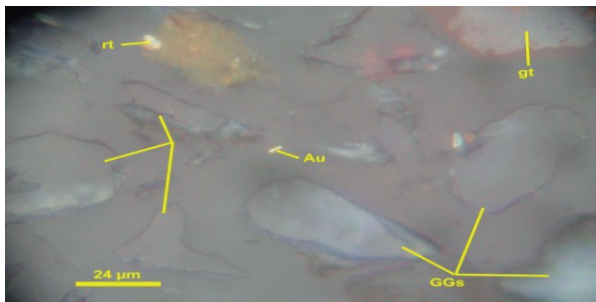


Figura N° 6. Partículas libres de oro (Au) con tamaño de 4 micras de longitud, de gangas (GGs), de rutilo (rt) y de goethita (gt). 500X.

3.4.3. Concentrado. Fracción - 400M

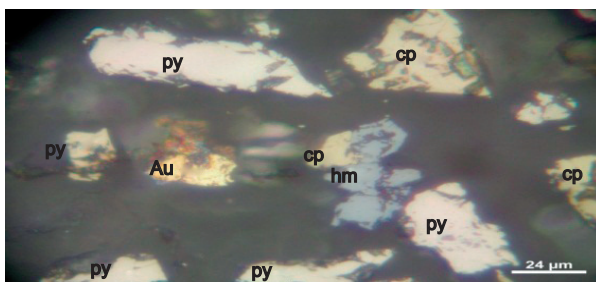


Figura N° 7. Partículas libres de oro (Au) (22 micras de longitud), de calcopirita (cp) y de pirita (py); partícula entrelazada de calcopirita (cp) con la hematita (hm). 500X.

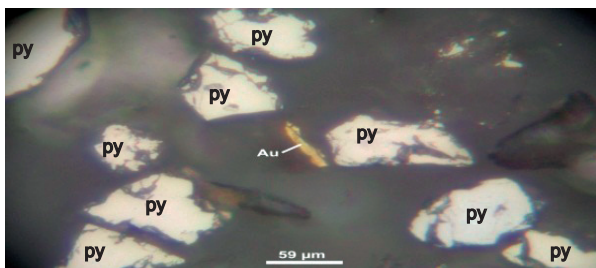


Figura N° 8. Partículas libres de oro (Au) (22 micras de longitud) y de pirita (py). 500X.

3.5. Preparación de muestras

3.5.1. Preparación mecánica de muestras

El mineral utilizado en el desarrollo de las pruebas metalúrgicas fue obtenido por muestreo del área de alimentación al circuito de chancado, por un periodo de 5 días. Posteriormente la muestra fue secada en una estufa a 100 °C. La muestra de óxidos se obtuvo de stock de óxidos II.

Las dos muestras (400 kg de sulfuros primarios y 200 kg de óxidos) fueron preparadas por separado. Durante este proceso se utilizó dos trituradoras de quijadas, el producto obtenido de chancado 100 % malla -10 fue homogeneizado utilizando un tambor rotatorio por un intervalo de tiempo de 4 horas.

Ambas muestras fueron cuarteadas por separado utilizando un cuarteador rifle. Posteriormente se sacaron muestras de 2.760 kg, las cuales fueron almacenadas hasta ser utilizadas en las pruebas de flotación.

La finalidad del proyecto es buscar alternativas que permitan procesar un mineral mixto. Para ello se realiza una mezcla del principal mineral (sulfuros primarios) con el mineral oxidado en un porcentaje en peso. Para efecto de las pruebas se realizaron combinaciones de 85% de sulfuros primarios con 15% de óxidos, 90% de sulfuros primarios con 10% de óxidos, 95% de sulfuros primarios con 5% de óxidos; cada muestra con su respectiva ley de cabeza, las cuales se detallan en las tablas 3,4 y 5, para lo cual se realizaron pruebas de malla valorada con la finalidad de evaluar el porcentaje óptimo de óxidos en el proceso.

Tabla N° 3. Ley de cabeza, 85% de sulfuros primarios y 15% de óxidos.

Cu	Fe	Au	CuOX
%	%	g/TM	%
0.63	6.16	1.13	0.084

Tabla N° 4. Ley de cabeza, 90% de sulfuros primarios y 10% de óxidos.

Cu	Fe	Au	CuOX
%	%	g/TM	%
0.72	6.83	1.18	0.063

Tabla N° 5. Ley de cabeza, 95% de sulfuros primarios y 5% de óxidos.

Cu	Fe	Au	CuOX
%	%	g/TM	%
0.73	6.87	1.46	0.045

3.6. Pruebas de flotación

3.6.1. Variables de flotación

- Porcentaje de sólidos. 33%.
- Volumen de la celda. 8 litros.
- PH. 9.3.

- Dosificación de reactivos.
- Tiempo de acondicionamiento.
- Flujo de aire.

3.6.2. Dosificación de reactivos

Los reactivos son dosificados de acuerdo con los parámetros establecidos en la planta de procesos, los cuales se detallan en la tabla N° 6.

Tabla N° 6. Parámetros estándares en la dosificación de reactivos

Reactivos	CaO	PAX - SIP	AP - 3926	MIX	DT - 100
(Kg/t)	3 - 5				
(g/t)		38	6	6	4

3.6.3. Procedimiento de las pruebas de cinética de flotación

La pulpa procedente de la etapa de molienda es homogeneizada a 60 RPM por un intervalo de tiempo necesario hasta estabilizar el PH y el potencial redox. Se utiliza cal como regulador de PH, la que se adiciona hasta obtener el PH requerido; el PH estándar utilizado en el laboratorio es 9.3. Cuando se alcanza el PH óptimo, se adiciona los reactivos y se acondiciona la pulpa por 5 minutos.

Los reactivos utilizados fueron los siguientes:

Colectores: Colector principal utilizado fue una mezcla de xantatos, PAX (xantato amflico de potasio) y SipX (xantatoisopropílico de sodio). Mercaptobenzotiazol (DT - 100). Mezcla de sales de ditiofosfato, mercaptobenzotiazol y sufactante en agua. Aero promoter 3926. (Mezcla de metilisobutilcarbonil, tionocarbamato modificado, alcohol alifático).

Espumantes: MIX (Metilisobutilcarbonil, Dow froth 270, aceite de pino). Culminada la segunda etapa de flotación, se adiciona PAX-SIP y MIX; posteriormente se acondiciona la pulpa por un intervalo de tiempo de 2 minutos. En esta prueba de flotación se obtienen cuatro concentrados en cuatro etapas de flotación de 1, 2, 4 y 8 minutos, con una frecuencia de evacuación de espuma de 20 golpes por minuto. Ver tabla N° 7.

Tabla N° 7. Etapas en la cinética de flotación de minerales.

Etapas de flotación	Tiempo de acondicionamiento (minutos)	Tiempo de flotación
Concentrado Ro1	5	1
Concentrado Ro2	2	2
Concentrado Ro3	1	4
Concentrado Ro4	1	8

Los concentrados son secados en la estufa a 100 °C, luego se pesan y se envían al laboratorio químico para el análisis por cobre, hierro, oro y cobre oxidado. Con los datos obtenidos se procede a realizar el balance metalúrgico.

3.7. Evaluación del óptimo porcentaje de óxidos en la mezcla del mineral

La finalidad de evaluar el porcentaje de óxidos en la mezcla del mineral se orienta a determinar el porcentaje de este que ayude a incrementar la recuperación de oro, sin perjudicar la recuperación de cobre en el concentrado.

En este proyecto de tesis se evalúan 3 mezclas de sulfuros, basándonos en el análisis de pruebas realizadas en el laboratorio metalúrgico (Ing. Hernán del Águila), que contienen 5%, 10% y 15% de óxidos, cuyos ensayos de cabeza se detallan en las tablas No. 3, 4 y 5, respectivamente. Se realiza un estudio comparativo con un análisis de malla valorada, con respecto a la recuperación de oro entre los minerales puros (sulfuros primarios y óxidos) con las mezclas ya mencionadas, dichos resultados obtenidos se detallan en la Tabla N° 8.

Tabla N° 8. Pruebas comparativas en la recuperación de oro para mezclas con respecto a minerales puros.

Malla	Apertura de la malla (µm)	Recuperación de Au				
		100% Óxidos	100% Sulfuros	95% Sulfuros	90% Sulfuros	85% Sulfuros
+m100	150	13.40	77.36	68.05	58.76	57.04
+m200	74	24.90	82.41	75.19	74.23	66.12
+m270	53	42.23	86.35	84.83	81.47	75.04
+m400	37	53.41	87.28	85.83	85.47	82.88
-m400	-37	55.52	78.51	73.99	71.24	73.57
Total		46.46	85%	76.12	73.00	71.71

En este análisis se aprecia que a medida que se incrementa el porcentaje de óxidos en la mezcla, la recuperación de oro disminuye. La finalidad de esta investigación es incrementar la recuperación de oro utilizando diseño de experimentos y reactivos adecuados.

Con el objetivo de procesar el mineral oxidado utilizando el proceso metalúrgico de flotación y las condiciones ya establecidas en la planta concentradora Cerro Corona, se considera 15% de óxidos en la mezcla; menores porcentajes al ya mencionado no serían considerables económicamente en el proceso, con porcentajes superiores se complicaría la recuperación de oro y su grado en el concentrado. Ver Figura N° 9.

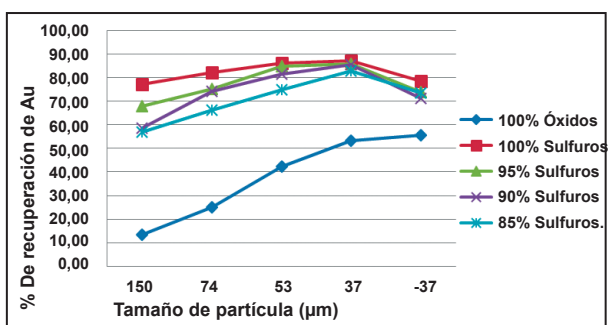


Figura N° 9. Relación entre el porcentaje de recuperación con el tamaño de partícula.

IV. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

4.1. Análisis de recuperación de Au con diferentes concentraciones de colector

Se observa un incremento en la recuperación de 6% con respecto a la prueba estándar en el test “C”, alcanzando 87.13% en la recuperación de oro. Basándome en este resultado, deduzco que la dosificación óptima para el colector 1 es de 15g/t. En efecto, este colector permite alcanzar mayores recuperaciones de oro y también se observa un incremento en la constante cinética; en consecuencia, se incrementa la velocidad de flotación.

4.2. Relación entre la recuperación con el tiempo de flotación a diferentes concentraciones de colector

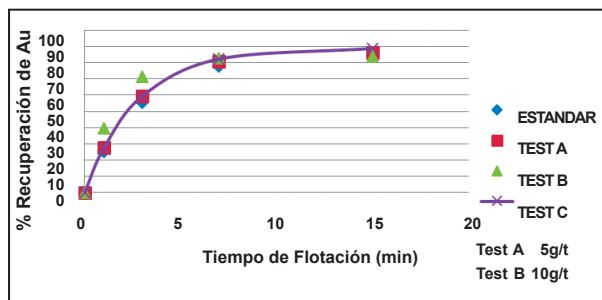


Figura N° 10. Pruebas de cinética para concentraciones de 5g/t, 10g/t y 15g/t del colector N° 1 (xantoforinato más tionocarbamato).

En las pruebas F, G, y H se obtienen recuperaciones en oro de 83 %. Comparando con la prueba estándar, no se observa un incremento significativo en la recuperación de oro y en la cinética de flotación. Por tal motivo, el colector N° 2 (amilo alílicoXantatoester) no tiene un efecto significativo en la recuperación de oro en minerales mixtos. Ver Figura N° 10.

4.3. Efecto de la concentración del colector en la recuperación de oro

En la Tabla N° 9 se detalla la influencia de la concentración de colector (xantoforinato-tionocarbamato) en la recuperación de oro.

Tabla N° 9. Efecto de concentración de colector en la recuperación de Au.

Concentración de colector (Xantoforinato-Tionocarbamato)	Recuperación de Au (%)
g/t	%
5	84.87
10	85.03
15	87.13

Del resultado obtenido con el colector N° 1 se concluye que el punto óptimo de concentración es de 15g/t, por presentar mayor incremento en el porcentaje de recuperación y en la cinética de flotación.

La Figura N° 11 muestra una relación directa entre la concentración del colector y el porcentaje de recuperación de oro.

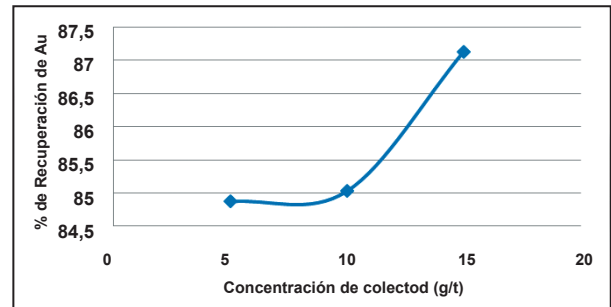


Figura N° 11. Relación entre el porcentaje de recuperación de Au con la concentración del colector.

Con 15g/t de colector se alcanza un incremento considerable en la recuperación de Au. Una mayor concentración del colector genera un incremento en el tamaño de las burbujas, que se tornan perjudiciales para el proceso debido a que estas no colectan de las partículas de interés.

4.4. Efecto del tamaño de partícula (P80) sobre la recuperación de oro usando colector (xantoforinato-tionocarbamato)

En la Figura N° 12 se observa el efecto del tamaño de partícula en la recuperación de Au. Se encontró una mejora en la recuperación de oro de 86.6% cuando se redujo el tamaño de partícula a 120µm. La mejora en la recuperación se debe a que, con la reducción de tamaño de partícula, se incrementó el grado de liberación de las especies mineralógicas y, por lo tanto, se incrementa la recuperación de Au.

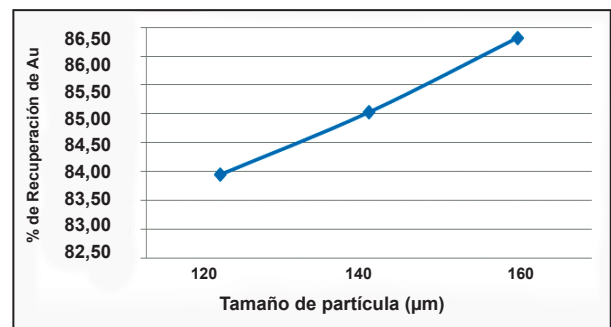


Figura N° 12. Efecto del tamaño de partícula (P80) en la recuperación de Au.

4.5. Efecto del PH en la recuperación del oro

Estudios realizados por diversos investigadores han demostrado que el rango óptimo de PH para la flotación de Au (oro asociado, sulfuros y óxidos) es de 8.6 a 10. Con los resultados de las pruebas, se puede corroborar estos parámetros mostrados en la Tabla N° 10.

Tabla N° 10. Influencia del PH en la recuperación de Au.

pH de flotación	Recuperación de Au
9.3	69.68
9.5	83.83
9.8	84.53

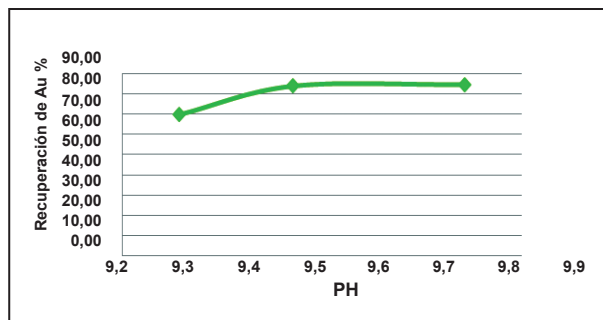


Figura N° 13. Influencia del PH en el porcentaje de recuperación de Au.

En la Figura N° 13 se observa un incremento en el porcentaje de recuperación de Au a PH 9.5. A 9.8 el incremento no es considerable; a partir de este rango la curva se vuelve asintótica, este efecto se da por la precipitación del oro atribuido a un exceso de cal.

4.6. Influencia del grado del concentrado con el porcentaje de recuperación

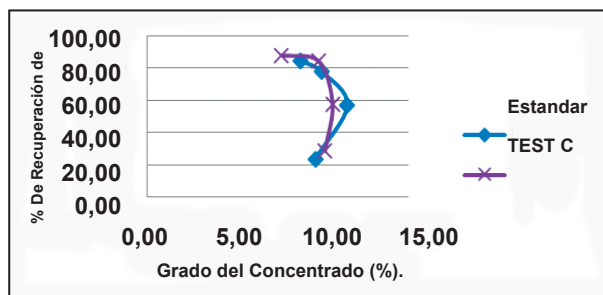


Figura N° 14. Relación entre el % de recuperación de Au y el grado del concentrado.

En la Figura N° 14 se muestra la relación entre el porcentaje de recuperación de Au y su grado en el concentrado. Se hace un análisis comparativo entre el test “C”, por presentar mejor resultado metalúrgico, con la prueba estándar. Para 10% en el grado del concentrado se obtiene mayor recuperación en el test “C”.

4.7. Efecto de la dosificación del colector sobre la constante de velocidad cinética (K)

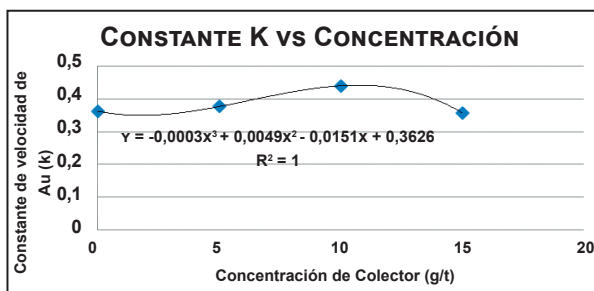


Figura N° 15. Efecto de la concentración del colector en la constante de velocidad (K).

A mayor concentración del colector, la constante tiende a disminuir; por tal motivo, la concentración máxima del colector N° 1 está en el rango de 10 a 15 g/t. Sobre este rango de dosificación, la velocidad de flotación de las partículas disminuye dicho efecto, no es económico para el proceso. Ver Figura N° 15.

V. CONCLUSIONES

- En la caracterización mineralógica de secciones pulidas se mostró la presencia de calcopirita, pirita, calcosita, covelita, bornita. Dichas especies presentan diversas formas de asociación entre ellas y con la ganga, también se ha encontrado óxidos de hierro y titanio. En la fracción -400M del relave se observan partículas ultrafinas de oro libre.
- La mezcla de colector (xantoforniato + tionocarbamato) incrementa la recuperación de oro. El colector amilo alílico Xantatoester no ayuda de manera significativa en la recuperación de oro, por tal motivo no se considera.
- La dosificación de colector (xantoforniato + tionocarbamato) mantiene relación directa con la constante cinética de flotación hasta 15g/t; a mayor concentración, la constante tiende a disminuir, y, por ende, la velocidad de flotación también.

VI. AGRADECIMIENTOS

A la Empresa Minera GOLDFIELDS LA CIMA, por el apoyo brindado a través de sus ingenieros, el apoyo a las pruebas, el uso de sus equipos e instalaciones. A la Universidad Nacional Mayor de San Marcos, a través de sus Escuelas de Ingeniería Metalúrgica y Geológica en los análisis y sistematización realizados para la presente investigación, así como a los profesores, colegas y familiares por su apoyo incondicional.

VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. Cerro Corona GLFC S.A.A. 2006, 2010-2012 reportes Internos operaciones Cajamarca, Perú.
2. Manzaneda J. (2008). Analisis y optimización de procesos metalúrgicos. Lima, Perú, Universidad Nacional de Ingeniería.
3. Lee K., Archibald D., McLean J., Reuter M.A. (2008), Flotation of mixed copper oxide and sulphide minerals with xanthate and hydroxamate collectors, Australia, Elsevier.
4. Newmont Australia (2005). Flotation of gold and gold-bearing ores. Perth, Australia. Elsevier.
5. Ojeda Escamilla María del Carmen, Juan Luis Reyes (2007). Caracterización mineralógica en la industria minera. Bolivia. Universidad Autónoma San Luis de Potosí.
6. M. Bulatovic Srdjan. (2007). Flotation of sulphide ores. Canada, Elsevier.
7. Castro Sergio, Juan García Antonio (2003). Flotación Fundamentos y Aplicación, Chile. Universidad de Concepción.