UNIVERSIDAD NACIONAL DE INGENIERÍA

FACULTAD DE INGENIERÍA GEOLÓGICA MINERA Y METALÚRGICA

ESCUELA DE METALURGIA

CONTROL DE LA PIRITA EN LA FLOTACIÓN DE MINERAL ALTERADO DE Cu, Au

Informe de suficiencia para optar el Título de INGENIERO METALURGISTA

LIMDBERGH RUBÉN CAPCHA MILLA

LIMA – PERÚ 2011

CONTROL DE LA DE PIRITA, EN LA FLOTACIÓN DE UN MINERAL ALTERADO DE Cu, Au

AGRADECIMIENTOS

Tabla de contenido

RESUMEN 1

CAPITULO I 5

INTRODUCCIÓN 5

1.1. Justificación 6

1.1.1. Justificación económica 6

1.2. Objetivo 6

1.3. Antecedentes. 7

1.3.1. Efectos negativos del contenido de pirita 7

1.3.2. Efectos negativos en la operación y la metalurgia por presencia de pirita 8

CAPITULO II 9

ASPECTOS GENERALES. 9

2.1. Planteamiento del Problema 9

2.2. Hipótesis 10

2.3. Hipótesis Operativa 10

CAPITULO III 11

MARCO TEÓRICO. 11

3.1. Geología del Yacimiento 11

3.2. Recursos del yacimiento 14

3.3. Xantato como colector de sulfuros metálicos 15

3.3.1. Reacción Catódica. 15

3.3.2. Reacción Anódica 16

3.4 Flotación de Mineral de Cu – Au 17

3.4.1 Flotación de minerales de Cu 20

3.4.1.1. Calcopirita.....20

3.4.1.1. Calcosita....21

3.4.1.1. Bornita....21

3.4.1.1. Covelita....22

3.4.2. Flotación de Au.....22

3.5. Flotación de Pirita....25

3.6. Depresión de Pirita....27

3.6.1. Depresores Inorgánicos.....27

3.6.1.1. Iones OH^- y H^+....27

3.6.1.2. Agentes Reductores (Ion Sulfito, SO_3^{2-})....28

3.6.1.3. Ion Cianuro y complejos de cianuro....29

3.7. Absorción de xantato sobre pirita en función del ORP....31

CAPITULO IV....32

MARCO EXPERIMENTAL....32

4.1. Descripción....32

4.2. Objetivos de la prueba....34

4.3. Pruebas variando el pH....34

4.3.1. Prueba pH=9.3....34

4.3.2. Prueba pH=10.3....36

4.3.3. Prueba pH=11.2....37

4.3.4. Resumen de las pruebas....40

4.5 Diseño experimental para la optimización de las variables....40

CAPITULO V....42

PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL....42

5.1 Aspectos generales de la prueba.....44

5.2 Caracterización Geometalúrgica del mineral....45

5.2.1. Ley de cabeza.-....46

5.2.2. Granulometría.-....47

5.2.3. Dureza del material.-....48

5.2.4. Contenido de óxidos y arcillas.-....49

5.2.5. Consumo de cal.-....50
5.3 Control de parámetros en la flotación....51
5.3.1. Granulometría.-....51
5.3.2. Porcentaje de sólidos.-....51
5.3.3. pH & ORP.-....52
5.3.4. Nivel de pulpa y colchón de espuma.-....52
5.3.5. Flujo de aire.-....52
5.3.6. Tiempo de Residencia.-....53
5.3.7. Velocidad de agitación.-....53
5.4. Control de los reactivos de la prueba....53
5.5. ORP y pH durante la prueba.-....55
5.6. Recuperación de Cu....56
5.7. Recuperación de Au....57
5.8. Efecto en el consumo de reactivos....58
5.8.1. Consumo de PAX....58
5.9. Efecto en los costos de producción....59
5.9.1. Reducción de costos por ahorro de reactivos.....59
5.9.1. Aumento de la valorización del concentrado.....60
CAPITULO VI....61
CONCLUCIONES....61
BIBLIOGRAFIA....63
ANEXOS....65
A.1 Glosario....69

Índice de Figuras

Figura 1.1.- Estructura molecular y mineral cristalizado de la pirita 5
Figura 1.2.- Oro contenido en matriz de pirita 6
Figura 3.1.- Cerro Corona geología regional y metalogenesis del yacimiento 9
Figura 3.2.- Efecto del contenido de pirita en el mineral sobre la recuperación de oro en el concentrado final 16
Figura 3.2.- Efecto del contenido de pirita en el mineral sobre la recuperación de oro en el concentrado final 17
Figura 4.4.- Recuperación de calcopirita en función del pH y el potencial de pulpa. 19
Figura 3.4.- Flotabilidad de minerales de cobre en función del potencial de oxidación (ORP) Richardson et al., 1985 20
Figura 3.5.- Relación entre la adsorción de xantato sobre oro y tiempos de acondicionamiento a diferentes concentraciones de xantato. 22
Figura 3.6.- Recuperación de pirita en función del pH y el potencial de pulpa 23
F**igura 3.7.-** Diagrama de pourbaix, muestra la especie predominante a pH: 11 26
Figura 3.8.- Diagrama de pourbaix $Fe - CN - H_2O$ 28
Figura 3.6.3.- Adsorción de xantato sobre pirita en función del ORP 29
Figura 4.1.- pH vs. Recuperación de Cu, Au y Fe 38
Figura 4.2.- Función objetivo para determinar pH óptimo 39
Figura 5.1.- Diagrama de flujo de la concentradora Cerro Corona 41
Figura 5.2.- Área de flotación concentradora Cerro Corona 42
Figura 5.3.- Plano geometalúrgico de recuperación de cobre 44
Figura 5.4.- Tamaño excesivo, genera merma en el tonelaje procesado 45
Figura 5.5.- Plano geometalúrgico de dureza del mineral 46
Figura 5.6.- Plano geometalúrgico de mineral arcilloso 47
Figura 5.7.- Plano geometalúrgico de consumo de cal 49
Figura 5.8.- Diagrama de flujo del área de flotación con la disposición de reactivos 52
Figura 5.9.- Correlación entre valores de pH y ORP en Planta 53
Figura 5.10.- pH versus recuperación de Cu desde octubre del 2009 54
Figura 5.11.- pH versus recuperación de Au desde octubre del 2009 55
Figura 5.12.- pH versus recuperación de Au desde octubre del 2009 56
Figura 5.13.- Consumo de PAX desde octubre del 2009 56
Figura 5.14.- Consumo de cal desde octubre del 2009 57

Índice de Tablas

Tabla 3.1.- Reservas probadas y probables del yacimiento **13**
Tabla 3.2.- Total de reservas inferidas **13**
Tabla 3.3.- Correlación entre restos de potencial y la forma de colección del xantato sobre los diferentes sulfuros (Allison et al.,1972) 17
Tabla 3.4.- Especies mineralógicas presentes en mineral de cobre 18
Tabla 3.5.- Paragenesis más comunes del los deportitos de oro **21**
Tabla 3.6.- Potencial de reducción de diferentes xantatos 26
Tabla 4.1.- Características del mineral de cabeza para las pruebas **30**
Tabla 4.2.- Proporción de minerales de cobre en diferentes flujos de la planta. 31
Tabla 4.3.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=9.3 32
Tabla 4.4.- Condiciones de prueba pH=9.3 32
Tabla 4.5.- Caracterización de productos pH=9.3 33
Tabla 4.6.- Balance pH=9.3 33
Tabla 4.7.- Cinética de flotación pH=9.3 33
Tabla 4.8.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=10.3 34
Tabla 4.9.- Condiciones de prueba pH=10.3 34
Tabla 4.10.- Caracterización de productos pH=10.3 34
Tabla 4.11.- Balance pH=10.3 34
Tabla 4.12.- Cinética de flotación pH=10.3 35
Tabla 4.13.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=11.2 35
Tabla 4.14.- Condiciones de prueba pH=11.2 36
Tabla 4.15.- Caracterización de productos pH=11.2 36
Tabla 4.16.- Balance pH=11.2 36
Tabla 4.17.- Cinética de flotación pH=11.2 37
Tabla 5.1.-Se muestra el ahorro de costos por ahorro de reactivos 57
Tabla 5.2.-Se muestra la mayor valorización de concentrado por incremento de la recuperación de Cu 58
Tabla A.1.-Concentración critica de iones CN^- para evitar la flotación de algunos minerales sulfurosos (Rogers, 1962) 63
Tabla A.2.-Cambios en la concentración de oxigeno disuelto en la pulpa en diferentes etapas de la flotación de las menas de cobre. (1) MENA de calcosita-covelita sin pirita. (2)Mena de calcopirita con una ligera cantidad de pirita. (3) mena con alto contenido de pirita (mas de 70% de pirita) 64
Tabla A.3.-Variación del tonelaje del concentrado rouguer 65
Tabla A.4.-Variación del tonelaje del Relave CST 65
Tabla A.5.-Variación de la recuperación de oro en las limpiezas 66
Tabla A.6.-Formato de seguimiento de parámetros planta 66

RESUMEN

La mejora continua aplicada a todas las etapas de un proceso, es el camino que lleva a ser exitoso a una organización.

La concentradora Cerro corona inicia sus operaciones en Julio del 2008, logrando estabilizar su operación durante los siguientes seis meses. Completada esta etapa, empieza la siguiente, la cual comprende en optimizar las diferentes áreas de la concentradora.

En el área de flotación se tenía un alto consumo de reactivos: cal y pax principalmente llegando a 10 (kg/ton) y 80 (g/ton) respectivamente, estaba claro que estos valores eran consecuencia del alto valor de alcalinidad con el que se trabajaba en la flotación rougher, como consecuencia de trabajar con altos valores de pH (>11.5) y ORP (<-30mv)

El alto valor de pH en la flotación rougher manejado en la etapa de estabilización de la planta se debió, principalmente a que la depresión de pirita a estos valores de pH y ORP estaba garantizada. Esta condición aseguraba la buena operatividad de los equipos en todas las etapas de limpieza (por la disminución de la GE. de la pulpa por la menor cantidad de pirita), y la obtención de un concentrado limpio, debido a la selectividad con la que se trabajaba desde la flotación rougher.

Sustentados en la base teórica y las pruebas de laboratorio se decide bajar el pH de operación en la flotación rougher. Estos intentos fueron abortados en algunas ocasiones por problemas operativos, debido al aumento de flujo y de pirita en el concentrado rougher, originando falta de capacidad de bombas, atoro de tuberías, etc. Además de obtenerse concentrados sucios.

Con la optimización de los equipos, granulometría de la alimentación a la flotación rougher, manejo de reactivos y sensibilización a todo el personal involucrado. En el 2011 se logra bajar el pH de manera sostenida. Lográndose determinar en concordancia con la base teórica y las pruebas de laboratorio que el pH adecuado para la operación de la flotación rougher se encuentra entre (10.3 -10.5).

Estos cambios en el pH de operación benefician al buen desempeño de la concentradora debido a la reducción de costos como consecuencia del menor consumo de cal y de pax principalmente, además de aumentar la valorización del concentrado, debido a la mayor recuperación de cobre.

SUMMARY

Continuous improvement applied to all stages of a process, is the path to be successful in an organization.

Plant of Cerro Corona began operations in July 2008, managing to stabilize its operation during the next six months. Completed this stage, begins the next, which comprises of optimizing the different areas of the concentrator.

In the flotation area had a high consumption of reagents: pax mainly lime and reaching 10 (kg / ton) and 80 (g / t) respectively, it was clear that these values were the result of the high value of alkalinity which worked in the flotation rougher as a result of working with high pH values (> 11.5) and ORP (<-30mV).

The high pH in the flotation rougher handled in the stabilization stage of the plant was mainly due to the depression of pyrite to these values of pH and ORP was guaranteed. This condition ensured good operability of the equipment in all stages of cleaning (GE decreased. Of pulp by the least amount of pyrite), and concentrated to obtain a clean, due to the selectivity with which rougher flotation worked since.

Supported by the theoretical and laboratory tests it was decided to lower the pH of rougher flotation operation. These attempts were aborted in some cases by operating problems due to increased flow and pyrite in the rougher concentrate, causing a lack of capacity of pumps, choking of pipes, etc.. Addition of concentrated dirty obtained.

With the optimization of equipment, food grain to the rougher flotation, reagent handling and awareness to all staff involved. In 2011, lowering the pH steadily. Achieving determined in accordance with the theoretical and laboratory tests the pH suitable for rougher flotation operation is between (10.3 -10.5).

These changes in the pH of operation benefit the good performance of the concentrator due to reduced costs due to lower consumption of lime and mostly pax, while increasing the recovery of the concentrate, due to higher copper recovery.

CAPITULO I

INTRODUCCIÓN

En la naturaleza los sulfuros comerciales, casi en su totalidad están acompañados del sulfuro de Fe (pirita), en diferentes proporciones, siendo este ultimo un material no deseado por no tener valor en el mercado. La depresión de pirita en la flotación es una de las tareas principales en las plantas de concentración de mineral.

Para el control de la activación de pirita, sistemas altamente alcalinos, largos tiempos de acondicionamiento y oxidación extensiva de la superficie, usualmente son requeridos. Sin embargo la aplicación de estos métodos tradicionales para la depresión de pirita en algunos casos no es suficiente, debido a las similares propiedades superficiales de los sulfuros metálicos.

En los últimos años las investigaciones se han focalizado en la electroquímica de la flotación de pirita, debido a su propiedad de semiconductor, con resultados alentadores en el control de este sulfuro.

Aprovechando la semiconductividad de la pirita y mediante pruebas, se determina el valor del potencial de pulpa a la cual la pirita ya no flota.

Para los yacimientos de cobre – oro como es el caso de Cerro Corona, la depresión agresiva de pirita no es conveniente, ya que las pérdidas de valores de cobre y oro serian

considerables, debido a las asociaciones mineralógicas que presentan normalmente el cobre y el oro con la pirita.

La cantidad de pirita en la cabeza y la cantidad de pirita en el concentrado rougher determinan la metodología de operación de la planta concentradora, tanto a nivel metalúrgico como nivel de operación de equipos.

1.1. Justificación

El estudio comprende temas de importancia en el procesamiento de minerales, orientado a la búsqueda continua de soluciones técnicas, maximizando la productividad de la operación.

1.1.1. Justificación económica

El alto consumo de cal llegando hasta 10 kg/ton, aumentan sustancialmente los costos de procesamiento. Con la reducción del pH en la operación el consumo de cal por tonelada de mineral, se reducirá notablemente. Y por ende los costos de procesamiento.

La recuperación de Au se verá favorecida, debido a que se reducirá la alcalinidad de la pulpa además de bajar la concentración de iones Ca^{++} , que es un interferente en la colección de Au libre.

La recuperación de Cu se ve favorecida, debido a la mayor recuperación másica en la primera etapa de flotación (rougher), por la reducción del pH, esto también favorece a la mejor colección de valores con interferencia de materiales arcillosos.

1.2. Objetivo

Encontrar el valor de pH óptimo de operación en la etapa rougher, encontrando condiciones operativas óptimas y maximizando las recuperaciones de cobre y oro.

1.3. Antecedentes.

La pirita es el sulfuro de hierro más frecuente, pudiéndose formar en ambientes muy variados; es uno de los minerales que cristalizan con mayor facilidad, pertenece al sistema cúbico, forma cristales cúbicos (figura 22), piritoédricos u octaédricos. Es considerada un polisulfuro ferroso que para mantener las cargas el hierro actúa con valencia +2, los átomos de azufre pueden ser considerados que poseen una carga formal –1 cada uno. Alternativamente se puede considerar a uno de los átomos divalentes y el otro cerovalente (S-2, S0).

Se limonitiza fácilmente, es el sulfuro más duro y además paramagnético. Se utiliza para la extracción de azufre, producción de ácido sulfúrico, ácido sulfhídrico y sulfato ferroso, Numata et al, (1998).

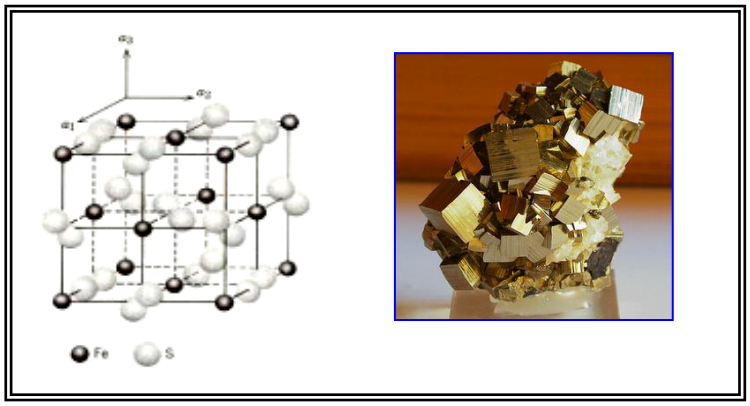


Figura 1.1.- Estructura molecular y mineral cristalizado de la pirita (Dana, 1960)

1.3.1. Efectos negativos del contenido de pirita

Ganga sulfurosa.

- Generadora del drenaje ácido en presas de jales y terreros
- Disminuye calidad de los concentrados
- Merma recuperación de metales de valor
- Incrementa la generación de residuos en los procesos de extracción

- Incrementa la producción de SO2 en los procesos pirometalúrgicos y plantas Carbo eléctricas.

Aplicaciones.

- Fabricación de H2SO4
- Promotor en la lixiviación ácida de sulfuros de Cu

1.3.2. Efectos negativos en la operación y la metalurgia por presencia de pirita

- Reduce el flujo de bombeo de las bombas en general.
- Origina arenamientos en líneas, cajones y celdas
- Aumenta de manera critica amperajes de operación de motores (bombas, celdas y acondicionadores)

En la planta concentradora Cerro Corona, el tratamiento adecuado de pirita es fundamental para el cumplimiento de los objetivos de producción. No se puede aplicar un método de depresión agresivo de pirita por las asociaciones mineralógicas de esta con el cobre y el oro. Por otro lado el alto contenido de pirita en el concentrado rougher es perjudicial para el buen funcionamiento de los equipos en general y el buen manejo de los flujos por toda la planta. Además de influir directamente en el valor de la calidad de los concentrados de cobre y oro.

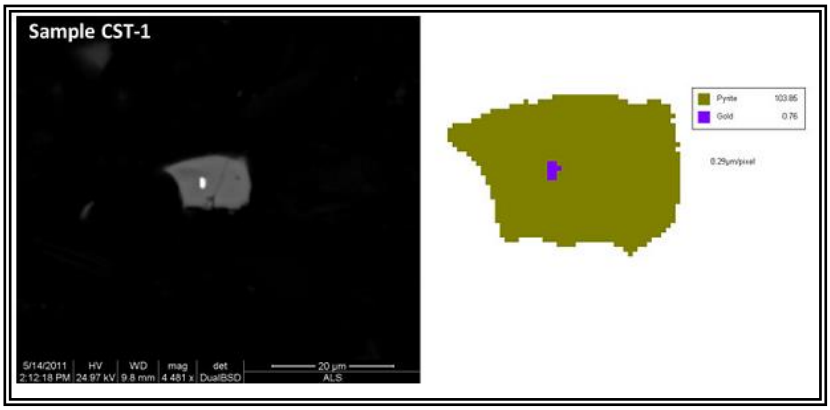


Figura 1.2.- Oro contenido en matriz de pirita (Estudio MLA, Diciembre 2010)

CAPITULO II

ASPECTOS GENERALES.

2.1. Planteamiento del Problema

La alta activación de pirita es muy perjudicial para la flotación, y es mas critica cuando esta se da en las primeras etapas (rougher). Ya que todos los sistemas subsiguientes se concentran con este material.

La gran cantidad de pirita presente en las etapas de limpieza origina que parte de este material flote juntamente con el Cu, ya que la depresión de este es casi imposible por su alta concentración. Originando concentrados sucios.

Al utilizar grandes cantidades de depresor (generalmente un compuesto con CN^-) de pirita para limpiar el concentrado, también se deprime el Cu originando perdidas de valores de este metal por la cola scavengher.

Para controlar la activación de pirita se trabaja a altos valores de pH (11-12), sumado a la alta acidez del mineral (pH = 3-4), se tiene altísimos consumos de cal, llegando hasta 10 Kg/ton. Esto eleva los costos sustancialmente.

Este medio altamente alcalino, afecta negativamente la recuperación del Au.

2.2. Hipótesis

La disminución de pH (10-10.6) en la primera etapa de flotación (flotación rougher), origina un incremento másico del concentrado rougher por la mayor cantidad de sulfuros presentes, debido a la menor selectividad. Disminuyendo el consumo de cal por la reducción de pH y también disminuye el consumo de PAX, por la mejor adsorción que presenta a menores pH, la recuperación de cobre y oro también son favorecidas por el incremento en la recuperación rougher de ambos metales.

2.3. Hipótesis Operativa

Se trabaja controlando el pH y ORP en la etapa rougher, el incremento de pirita y flujo másico será controlado con la adición de cal en el cajón 2 y la cuarta limpieza, para el incremento de flujo de pulpa en las etapas de limpieza producto del incremento másico del concentrado rougher, se repotencian las bombas stand by de las limpiezas.

CAPITULO III

MARCO TEÓRICO.

3.1. Geología del Yacimiento

El pórfido diorítico de Cerro Corona se localiza a 80 Km al NNO de la ciudad de Cajamarca, en el distrito y provincia de Hualgayoc. Geográficamente entre las coordenadas: Latitud: 06º 45´ 45" N Longitud: 78º 37´ 22" E. A una altitud de 3,300 a 3,900 m.s.n.m.

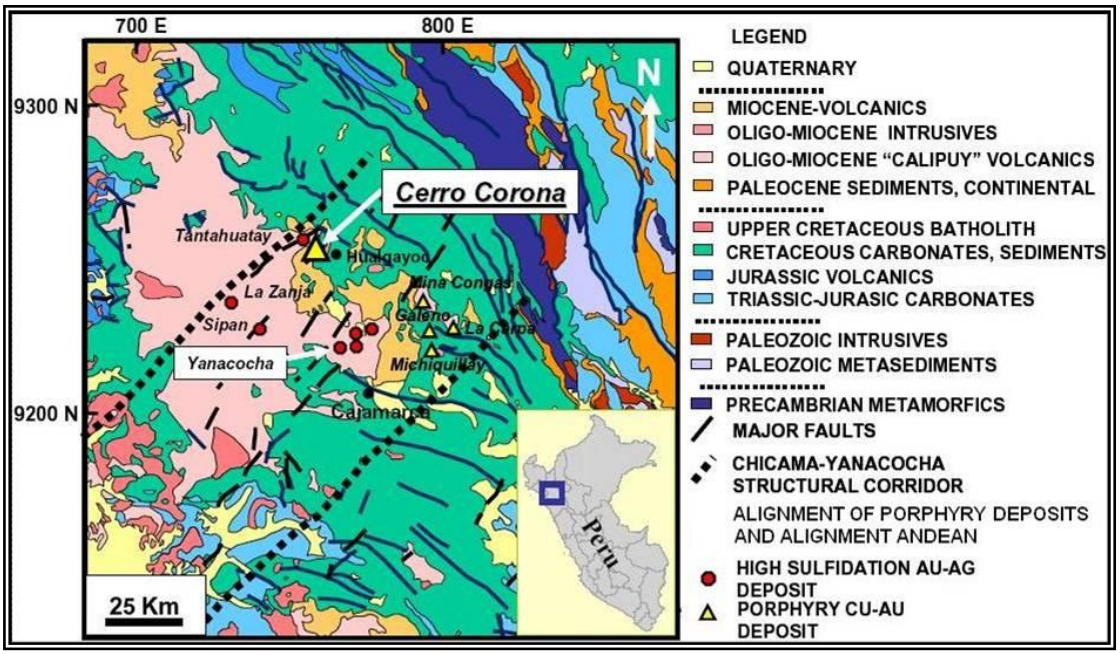


Figura 3.1.- Cerro Corona geología regional y metalogenesis del yacimiento

El depósito de Cu-Au de Cerro Corona metalogenéticamente se ubica dentro de la intersección de los lineamientos de orientación NE-SO del corredor estructural Chicama-Yanacocha y muy posible con los lineamientos de orientación andina NO-SE, que conforman un corredor donde se emplazan depósitos porfiríticos de Cobre, alineados con la cordillera occidental, en esta parte del Perú

Localmente se tiene rocas sedimentarias cretáceas, constituidas por margas y calizas nodulares de la Formación Chulec, que infrayacen en forma concordante a las calizas grises intercaladas con lutitas negras en estratificación delgada de la Formación Pariatambo, que infrayace en concordancia paralela y ondulante a las calizas gris claras, margas y niveles lutaceos con areniscas de color marrón, en estratificación potente de la Formación Yumagual.

Rocas intrusivas de composición riodacítica y granodiorítica del Cerro Las Gordas y el Cerro Hualgayoc, así como de composición Andesítica del Cerro Coimolache rodean el área de Cerro Corona de composición diorítica.

En el pórfido diorítico de Cerro Corona, dos zonas de baja ley o estéril están presentes. El núcleo estéril NE está localizado en el cuadrante Noreste del depósito y es de forma irregular, abarcando aproximadamente 50,000 m^2 en la superficie del depósito. El pórfido está relativamente fresco o inalterado mostrando solo una débil alteración argílica de los fenocristales de plagioclasas, son poco frecuentes las venillas de cuarzo, conteniendo escasa pirita y trazas de calcopirita. Las relaciones entre los contactos de stockwork circundantes y el pórfido mineralizado no han sido demostrados. Aunque no se ha probado, el núcleo estéril NE puede representar una fase intrusiva de mineralización tardía débilmente mineralizada.

El núcleo estéril SO está localizado en la porción Suroeste del depósito y abarca un área aproximada de 200 m de longitud en la dirección Norte – Sur y un ancho de 50 a 100 m en la dirección Este-Oeste. El núcleo estéril SO está caracterizado en parte por la presencia de un intrusivo fuertemente alterado, con fuerte venilleo de cuarzo-pirita y en parte por la presencia de pórfido plagioclasa-biotita± cuarzo. Similar en apariencia al pórfido débilmente alterado presente en el núcleo estéril NE. No se presenta mineralización de cobre u oro dentro del núcleo estéril SO con la excepción de una pequeña zona de alta ley a aproximadamente 225 m de profundidad en la parte central de la zona estéril.

Se han identificado brechas hidrotermales con matriz dominante de cuarzo-pirita en los núcleos de perforación próximos a los límites inferidos del núcleo estéril SO, pero no han sido establecidas relaciones precisas entre los contactos.

El depósito de Cerro Corona ha sido afectado por dos sistemas principales de fallamiento: Sistema de Fallas NE-SO, Sistema de Fallas NO-SE. Existiendo otros juegos de fallas de menor magnitud.

La mineralización está dividida en 4 zonas desde la superficie hacia abajo:

- **Zona de oxidación**, caracterizada por óxidos de hierro en la variedad de jarosita, goethita y hematita, con presencia de oro libre.
- **Zona mixta de óxidos y sulfuros**, caracterizada por óxidos de hierro, sulfatos y sulfuros.
- **Zona de enriquecimiento supérgeno**, caracterizado por el reemplazo parcial a total de calcopirita, bornita y localmente pirita por digenita (determinada al microscopio), calcosita y covetita.
- **Zona Hipogena**, caracterizada por la presencia de especies de sulfuros primarios tales como calcopirita, pirita, pirrotita, marcasita y bornita con cantidades mínimas de molibdenita, esfalerita y galena presentes localmente.

Dentro del pórfido Cu-Au la mineralización principalmente emplazada por zonas extensivas de vetillas paralelas y stockwork de cuarzo-pirita-marcasita-calcopirita.± bornita ± hematita ± magnetita, rodean principalmente a los núcleos estériles NE y SO respectivamente, donde se ha diferenciado 3 tipos de vetillas:

Tipo "A", venillas tempranas milimétricas a centimétricas cortas y ondulantes rellenas de cuarzo-magnetita-especularita-calcopirita-bornita-pirita.

Tipo "B", venillas intermedias milimétricas a centimétricas, rellenas de cuarzo con una sutura intermedia a lo largo de la venilla rellena de magnetita-especularita-calcopirita-bornita-pirita

Tipo "D", venillas tardías centimétricas a decimétricas rellenas de cuarzo-pirita-chalcopirita, con cierto halo de alteración lateral.

Existen otro tipo de venillas "M", milimétricas de magnetita sola o con especularita.

La alteración propilítica en profundidad se manifiesta en forma débil, siendo la potásica la mejor expuesta en el depósito, con sobre impresión de la alteración filica (qz-ser-pirita), pero restringida al fracturamiento/fallamiento y con una sobre impresión de alteración argilica, la cual se sobre impone a la alteración propilítica y potásica respectivamente.

3.2. Recursos del yacimiento

Los recursos estimados para el proyecto Cerro Corona son de 119 Mt con una ley promedio de 1.00 g/t Au y 0.47 % Cu. Se infieren recursos en el orden de 9 MT con leyes de 0.75 g/t Au y 0.30 % Cu, como se puede observar en forma detallada en las siguientes tablas:

Tabla 3.1.- Reservas probadas y probables del yacimiento. (E. Factibilidad 2004)

Measured & Indicated Resources at a 0.5 g/t Au and 0.0% Cu cut-off

	Tonnes Mt	Au (g/t)	Cu (%)	Contained Metal	
				Au ('000 oz)	Cu (kt)
Measured	27.2	1.2	0.53	1,049.40	144.2
Indicated	91.8	0.95	0.45	2,803.90	413.1
Total M & I Resources	119	1	0.47	3,853.30	557.3

Tabla 3.2.- Total de reservas inferidas. (E. Factibilidad 2004)

Inferred Resources at a 0.5 g/t Au and 0.0% Cu cut-off

	Tonnes Mt	Au (g/t)	Cu (%)	Contained Metal	
				Au ('000 oz)	Cu (kt)
Total Inferred Resources	9	0.75	0.3	217	27

3.3. Xantato como colector de sulfuros metálicos

Ahora es muy bien aceptado que la adsorción de xantato sobre minerales sulfurosos se produce a través de un tipo de mecanismo de potencial mixto.

De acuerdo con la teoría del potencial mixto, una reacción anódica puede ocurrir sólo si hay una reacción catódica de proceder a una velocidad finita (Woods, 1984).

3.3.1. Reacción Catódica.

Para los sistemas de flotación de minerales, la reacción catódica se da generalmente por la reducción del oxígeno:

$$O_2 + 4H^+ + 4e \rightarrow 2H_2O \qquad E_r = 1.23 - 0.059pH \qquad [3.3.1]$$

La reducción catódica del oxígeno se en diferentes etapas dependiendo del pH y potencial aplicado (Damjanovic, 1969).

El camino más común es atribuido a través de la formación de peróxido de hidrógeno (H_2O_2) (Ahmed 1978b, Haung y Miller, 1978) de la siguiente manera:

$$O_2 + 2H^+ + 2e \rightarrow H_2O_2 \qquad E_r = 0.68 - 0.059pH \qquad [3.3.2]$$

$$H_2O_2 + 2H^+ + 2e \rightarrow 2H_2O \qquad E_r = 1.77 - 0.059pH \qquad [3.3.3]$$

3.3.2. Reacción Anódica

La reacción anódica correspondiente, implica la interacción del xantato en el sulfuro metálico en diversas formas:

3.3.2.1. Quimisorción del Ion xantato (X^-)

$$X^- \rightarrow X_{ads} + e \qquad [3.3.4]$$

3.3.2.2. Reacción del xantato con el sulfuro metálico (MS) para formar xantato metálico (MX_n):

$$MS + nX^- \rightarrow MX_n + S^0 + ne \qquad [3.3.5]$$

Donde n = estado de oxidación del metal en el sulfuro metálico.

A altos potenciales especies oxisulfuros tales como (SO_4^{2-}) se pueden formar en lugar del sulfuro elemental, dada por la reacción general:

$$MS + nX^- + 4H_2O \rightarrow MX_n + SO_4^{2-} + 8H^+ + (6+n)e \qquad [3.3.6]$$

3.3.2.3. Oxidación del xantato a dixantogeno (X_2) en la superficie del mineral:

$$2X^- \rightarrow X_2 + 2e \qquad [3.3.7]$$

Es importante señalar aquí que todos los productos de oxidación del xantato le dan a la superficie del mineral condición hidrofóbica.

El potencial de la mezcla del sulfuro metálico en la pulpa de flotación determinará el producto de la oxidación sobre la superficie.

Si el potencial mixto del mineral en presencia de reactivos, oxígeno, xantato y otros está por encima de el potencial mixto para X^-/X_2 par redox $(E_{mix}^{X_2})$, entonces el dixantogeno sería el producto sobre la superficie. En el caso de un menor potencial mixto, ya sea de metal-xantato o xantato quimiadsorbido podrían hacer a la superficie hidrofóbica.

3.4 Flotación de Mineral de Cu – Au

La flotabilidad del oro contenido en minerales de cobre depende de la naturaleza y ocurrencia del oro en los minerales. Y su asociación con los sulfuros de hierro. El oro en mineral de Cobre porfiritico puede aparecer como: oro nativo, electrum, oro como solución sólida en algún sulfuro de cobre, sulfosales asociadas con plata.

Durante la flotación del mineral porfiritico de cobre-oro, se pone énfasis en la producción de un concentrado cobre-oro comercial.

La optimización en la recuperación de oro está limitada a la obtención de un concentrado comercial con un valor mínimo en el grado de cobre.

El principal sulfuro que afecta directamente a la recuperación de oro es el sulfuro de hierro (pirita, marcasita, etc.), donde el oro se encuentra usualmente como inclusiones diseminadas

en micro tamaños. Así el contenido de sulfuro de hierro contenido en el mineral determina la recuperación de oro en el concentrado final.

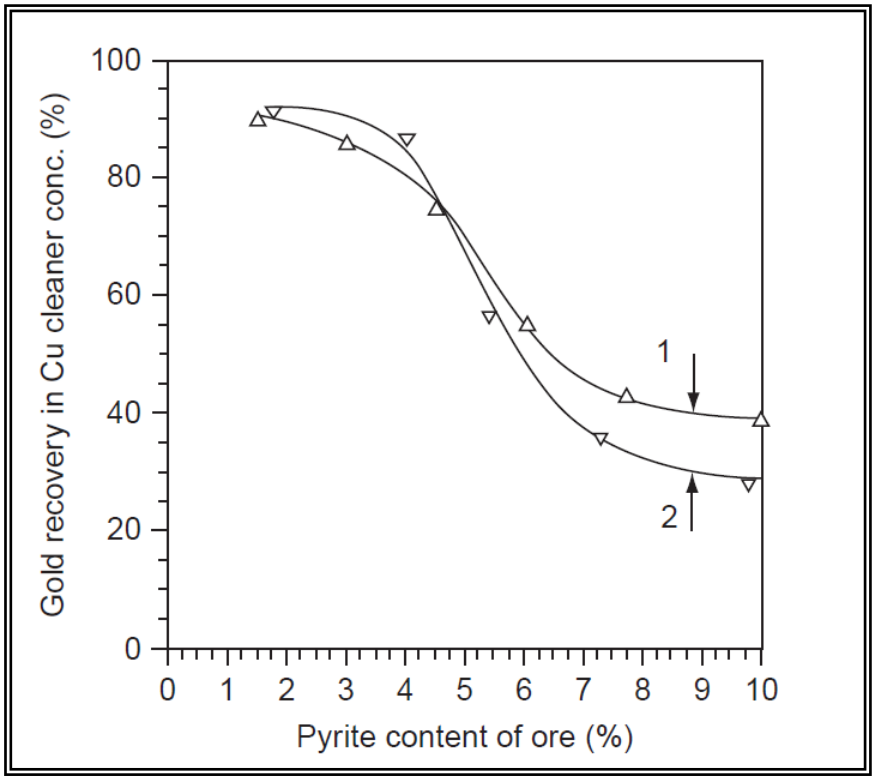


Figura 3.2.- Efecto del contenido de pirita en el mineral sobre la recuperación de oro en el concentrado final, grado de concentrado de cobre: 30% (1: mineral de Perú, 2: mineral de Indonesia) (M. Bulatovic, 2010)

En los últimos años la metodología para la concentración de minerales porfiriticos de cobre oro, plantea: flotación bulk de todos los sulfuros en una primera etapa (Rougher), seguido de remolienda, para luego realizar una flotación secuencial para limpiar el concentrado bulk de oro y cobre de la pirita. También se puede incluir acondicionamiento de alta intensidad antes de la primera etapa de limpieza.

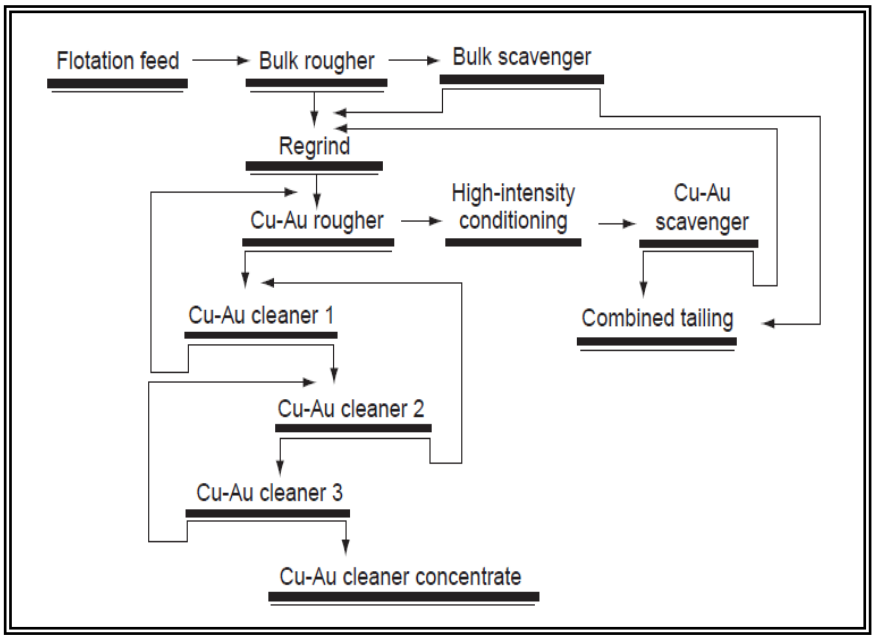


Figura 3.3.- Flow sheet utilizado en el tratamiento de minerales porfiriticos de cobre oro pirita. (M. Bulatovic, 2010)

Tabla 3.3.- Correlación entre restos de potencial y la forma de colección del xantato sobre los diferentes sulfuros (Allison et al.,1972)

Mineral	Rest Potential (V)	Product
Sphalerite	-0.150	NPI
Stibnite	-0.125	NPI
Realgar	-0.120	NPI
Orpiment	-0.100	NPI
Galena	+0.060	MX
Bornite	+0.060	MX
Chalcocite	+0.060	NPI
Covellite	+0.050	X_2
Chalcopyrite	+0.140	X_2
Molybdenite	+0.160	X_2
Pyrrhotite	+0.210	X_2
Pyrite	+0.220	X_2
Arsenopyrite	+0.220	X_2

NPI = No Positive Identification, MX = Metal Xanthate, X_2 = Dixanthogen

3.4.1 Flotación de minerales de Cu

En la naturaleza el cobre se encuentra en diferentes especies mineralógicas tales como se muestra la siguiente tabla.

Tabla 3.4.- Especies mineralógicas presentes en mineral de cobre. (M. Bulatovic, 2010)

Copper sulfide minerals with economic value

Mineral	Chemical formula	Copper content (%)	Specific gravity (g/cm^3)
Native copper	Cu	100.0	8.8
Bornite	Cu_5FeS_4	63.3	5.0
Chalcocite	Cu_2S	79.8	5.7
Chalcopyrite	$CuFeS_2$	34.6	4.2
Covellite	CuS	66.4	4.6
Digenite	Cu_2S	79.8	5.7
Enargite	Cu_3AsS_4	48.3	4.4
Tennatite	$3Cu_2S{\cdot}As_2S_3$	57.5	4.4
Tetrahedrite	$3Cu_2S{\cdot}Sb_2S_3$	52.1	4.8

3.4.1.1. Calcopirita.

La calcolpirita junto con la calcosita son los minerales de cobre mas abundantes en la naturaleza por ende son las principales menas para la producción de este metal.

La calcopirita presenta buena estabilidad y buena flotabilidad con el colector xantato en el rango de pH de 5-11.5

La calcopirita contenido en minerales masivos de cobre es altamente dependiente del contenido de oxigeno en la pulpa (aireación), el pH de la pulpa y el colector.

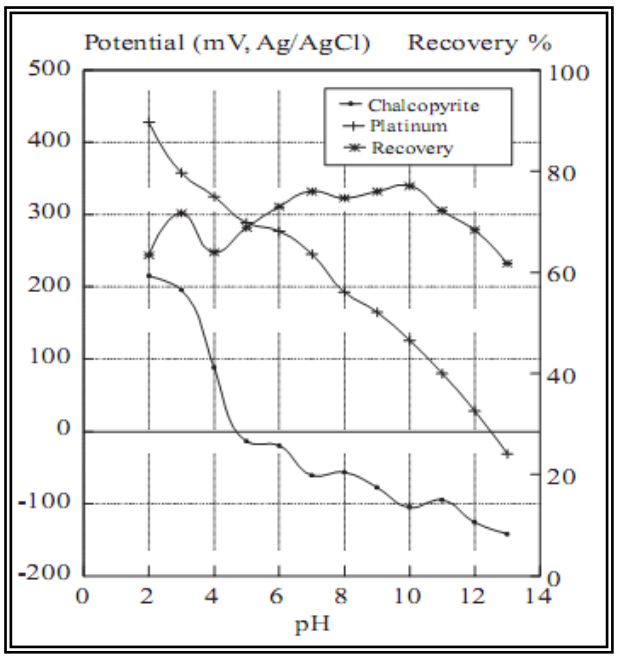


Figura 4.4.- Recuperación de cpy Vs pH Vs potencial de pulpa.(Ferihan GOKTEPE 2001)

3.4.1.1. Calcosita

Es un mineral primario en pórfidos de cobre – molibdeno, y puede ser un mineral secundario en minerales de cobre-oro, pueden lamearse en la molienda provocando pérdidas por finos, presenta buena flotabilidad en Amplios valores de pH (4-12), el cianuro es un depresor de calcosita los reactivos tales como Na_2S y $NaHS$ pueden deprimir a la calcosita a pH bajo (4-6), para una mejor flotabilidad además del xantato se usa como colectores secundarios ditiofosfatos.

3.4.1.1. Bornita

La bornita se presenta como un mineral de cobre secundario, su flotabilidad depende en gran medida al tamaño en que se presenta en las celdas de flotación, tamaños menores a las 20 micras es muy difícil de recuperar por la flotación.

También se sabe que la flotabilidad mejora a pH mayores a 10.

3.4.1.1. Covelita

Es un mineral de cobre secundario, que se encuentra comúnmente en los minerales de cobre-oro, estos minerales tienden a lamearse en la molienda por lo que las perdidas por material fino son significativas.

La adición de pequeñas cantidades de Na_2S mejora la flotabilidad de covelita,

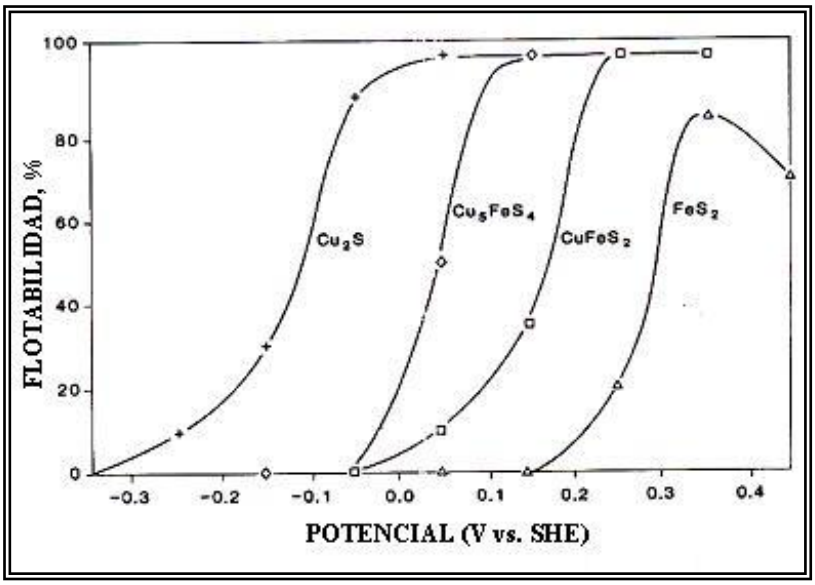


Figura 3.4.- Flotabilidad de minerales de cobre en función del potencial de oxidación (ORP) Richardson et al., 1985

3.4.2. Flotación de Au.

La recuperación de oro de los minerales que lo contienen depende en gran medida de la mineralogía del depósito y la distribución del oro en el mineral.

Tabla 3.5.- Paragenesis mas comunes del los deportitos de oro (M. Bulatovic, 2010)

Ore type	Description
Magmatic	Gold occurs as an alloy with copper, nickel and platinum group metals. Typically contains low amount of gold
Ores in clastic sedimentary rock	Placer deposits, in general conglomerates, which contain quartz, sericite, chlorite, tourmaline and sometimes rutile and graphite. Gold can be coarse. Some deposits contain up to 3% pyrite. Size of the gold contained in pyrite ranges from 0.01to 0.07 μm
Hydrothermal	This type contains a variety of ores, including(a) gold-pyrite ores, (b) gold-copper ores, (c) gold-polymetallic ores and (d) gold oxide ore, usually upper zone of sulphide zones. The pyrite content of the ore varies from 3% to 90%. Other common waste minerals are quartz, aluminosilicates, dolomite etc.
Metasomatic or scarn ores	Sometimes are very complex and refractory gold ores. Normally the ores are composed of quartz, sericite, chlorites, calcite and magnetite. Sometimes the ore contains wolframite and scheelite

La flotación es el método mas usado para la concentración de minerales de oro contenidos en minerales de cobre, níquel y los del grupo del platino, también se usa en etapas de preconcentración para un posterior tratamiento hidrometalúrgico.

La flotación es el método más rentable para la concentración de minerales de oro.

El oro libre y sus aleaciones que están libres de contaminantes son fácilmente flotables con xantato. Sin embargo generalmente la superficie de oro o sus aleaciones están cubiertas por impurezas tales como óxidos de fierro, cobre, plomo o arsenopirita, estas impurezas pueden llegar a formar capas que vas desde 1 a 5 micras de espesor, por lo que la flotabilidad varía ampliamente.

Si estas impurezas están formadas de óxidos de fierro o cobre la flotación será muy dificultosa requiriendo un tratamiento previo, para retirar las impurezas.

Los teluros son fácilmente flotables con pequeñas cantidades de colector (xantato), se cree que los teluros son naturalmente hidrofóbicos.

Un problema del oro nativo es la que se presenta en la molienda por su alta ductibilidad, llega a tomar formas laminares con bordes punteados lo cual se desprende de la burbuja de colección, resultando perdidas de oro.

La adsorción de colector sobre oro y la flotabilidad se ven favorecidos por la presencia de oxigeno en la pulpa. La figura 3.5 muestra la relación entre la adsorción del colector y el tiempo de acondicionamiento (concentración de oxigeno).

El tipo de modificador y el pH también son variables importantes para la flotabilidad del oro.

Altos valores de pH reducen la flotabilidad del oro por pasivación.

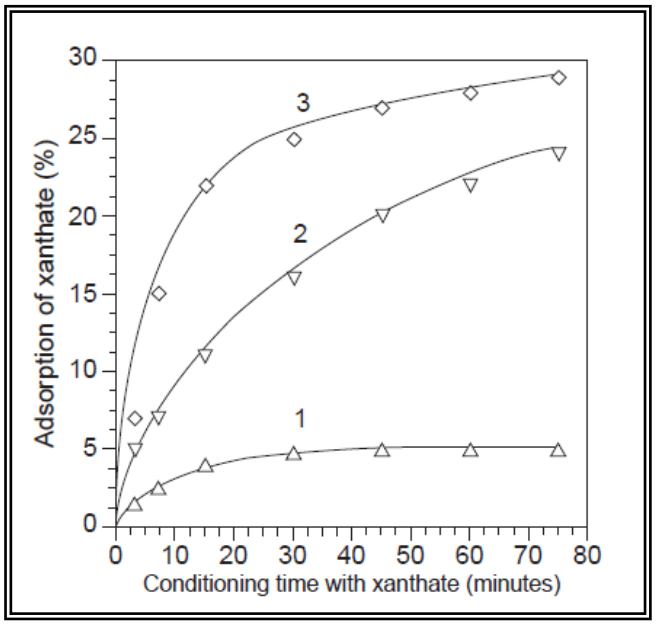


Figura 3.5.- Relación entre la adsorción de xantato sobre oro y tiempos de acondicionamiento a diferentes concentraciones de xantato.(M. Bulatovic, 2010)

La adsorción de xantato sobre la superficie de oro, todavía no está muy bien establecida, pero las teorías electroquímicas de formación de xantato auroso, y la formación de dixantogeno son las mas probables.

La forma en que se llevan acabo estas reacciones redox están detalladas en el capítulo 3.3

3.5. Flotación de Pirita

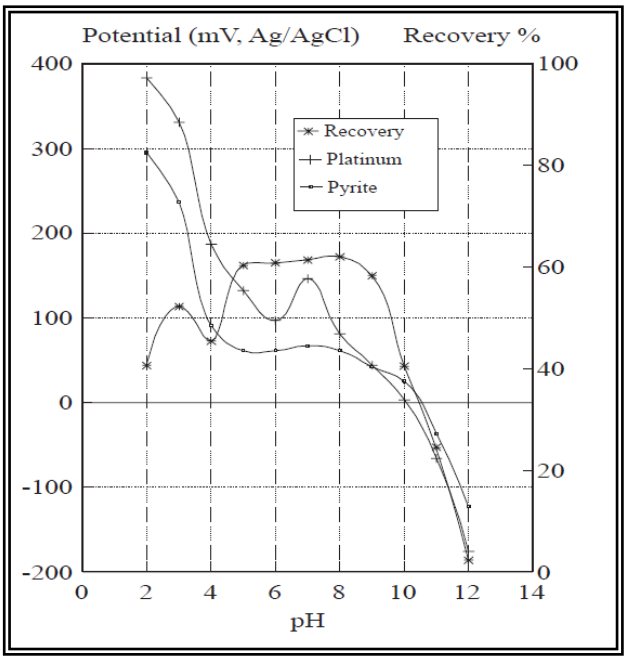


Figura 3.6.- Recuperación de py Vs pH Vs potencial de pulpa(Ferihan GOKTEPE 2001)

En la naturaleza, los sulfuros de fierro, particularmente pirita, está a menudo asociado a sulfuros de cobre. Durante la molienda y el acondicionamiento una variedad de reacciones superficiales pueden tener lugar. Por ejemplo la activación de pirita puede ocurrir como resultado de la disolución de especies de cobre de la calcopirita. (Finkelstein, 1997;

Chryssoulis et al, 1992; Fuerstenau, 1982). Estas especies de cobre forman especies hidrofobicas sobre la superficie de la pirita con sulfuro y colector, y así promueve la flotación de la pirita, reduciendo la calidad del concentrado final de cobre.

La pirita en presencia de xantato solo puede flotar a pH acido y neutro, donde el dixantogeno que es producto de la oxidación de xantato, es estable. (Fornasiero

and Ralston, 1992).

La flotación de la pirita también puede ocurrir después de su activación por especies de cobre, por adición intencional o disolución de minerales de cobre presentes en el sistema.

En condiciones alcalinas de pH el Cu^{2+} se adsorbe sobre la pirita como hidróxido de cobre este reacciona con el sulfuro (S_2^{2-}) en la superficie de la pirita y es luego reducido a $Cu^{+}S$ via oxidación de sulfuro a S_2^{1-} o polisulfuro S_n^{2-}. En altos valores de pH y por una alta oxidación de la superficie de la pirita. Los ratios de absorción de cobre son bajos porque el cobre se ha de difundir através de la capa superficial del hidróxido de hierro.

La activación de pirita por cobre no involucra un intercambio de fierro por cobre. Como es el caso de la esfalerita donde hay un intercambio de zinc por cobre.

En el caso de la activación de pirita por cobre, esta se limita solo a la capa superficial de la pirita.

Para altas concentraciones de cobre, el hidróxido de cobre está presente en la superficie de la pirita. El xantato reacciona con la superficie del sulfuro de cobre e hidróxido de cobre, formando $Cu^{1+} - xantato$ y dixantogeno haciendo a la superficie de la pirita hidrofóbica.

La flotación de la pirita disminuye cuando su superficie es oxidada con sulfatos de fierro, óxidos e hidróxidos. Favoreciendo esta oxidación en condiciones de pH alcalino.

El potencial de oxidación de la pulpa controla la formación de estas especies sobre la superficie, responsables de la flotación de la pirita, polisulfuros, sulfuro elemental y xantato pero también sulfatos y óxidos e hidróxidos férricos. Por ejemplo, absorción de xantatos sobre pirita através de reacciones electroquímicas.

3.6. Depresión de Pirita

Características del depresor:

- Afinidad por la superficie de los minerales de ganga para impartirles hidrofilicidad.
- Actuar como una barrera para la adsorción de colector ó englobar a la molécula de colector adsorbido.
- No debe tener grupos funcionales que compitan con el colector para adsorberse sobre los minerales de valor.

Tipos de depresores:

- Depresores inorgánicos.
- Depresores Orgánicos.

3.6.1. Depresores Inorgánicos.

3.6.1.1. Iones OH^- y H^+

A altas concentraciones de OH^- (pH: 11), no se lleva acabo la oxidación de $X^-a \quad X_2$. La superficie de la pirita esta oxidada en la forma de $Fe(OH)_3$

Tabla 3.6.- Potencial de reducción de diferentes xantatos (Bulut et al, 2002)

E° del par X_2/X^-	
XANTATO	**E°, mV**
Etílico	**-0.057**
Propílico	**-0.090**
Butílico	**-0.128**
Amílico	**-0.158**

Ambas condiciones se tienen de acuerdo al siguiente equilibrio y al diagrama $Fe - H_2O$

$$X_2(l,\text{sup}) + 2Fe^{2+} + 6H_2O \leftrightarrow 2Fe(OH)_3(S,Sup) + 6H^+ + 2X^-$$

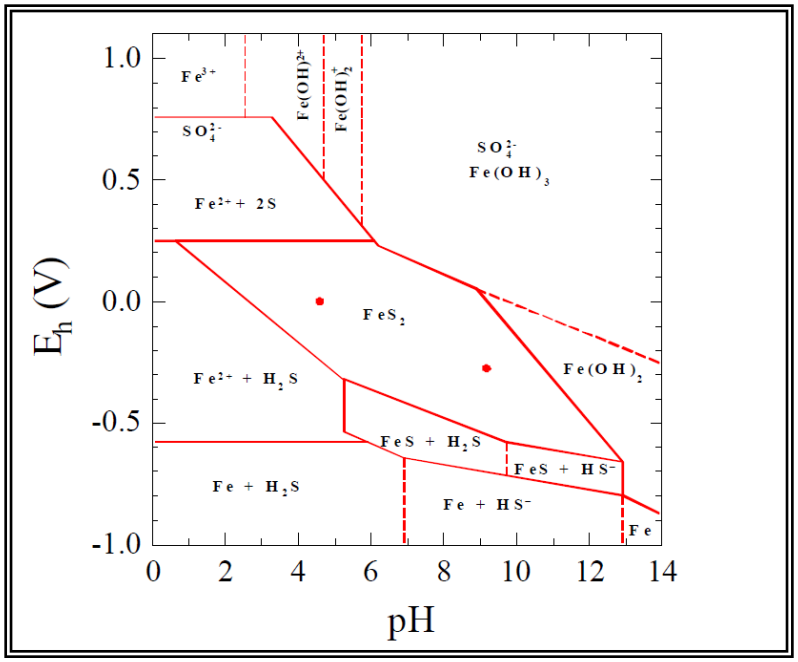


Figura 3.7.- Diagrama de pourbaix, muestra la especie predominante a pH: 11

3.6.1.2. Agentes Reductores (Ion Sulfito, SO_3^{2-})

El potencial del par SO_4^{2-} / SO_3^{2-} a pH básico es más negativo que el potencial del par X_2 / X^-

$$SO_4^{2-} + H_2O + 2e^- \leftrightarrow SO_3^{2-} + 2OH^- \qquad E° = -0.930\ V$$

$$X_2 + 2e^- \leftrightarrow 2X^- \qquad E° = -0.057\ V$$

Estudios electrocinéticos demuestran que el ion sulfito se adsorbe químicamente sobre la pirita.

3.6.1.3. Ion Cianuro y complejos de cianuro

La depresión selectiva de los sulfuros metálicos puede ser lograda através de uno de los siguientes procesos: (Wang and Fossberg , 1996)

- El cianuro disuelve el xantato metálico para formar un complejo metal-cianuro o se combina con el ion metálico en la superficie, para prevenir la formación de metal-xantato.
- El cianuro reduce el potencial redox de la pulpa y consume oxigeno de la pulpa previniendo la quimisorción y oxidación del xantato.
- El cianuro es adsorbido preferentemente en la superficie del sulfuro como un complejo de metal-cianuro, para inhibir la absorción del xantato y la oxidación del xantato en la superficie del mineral.
- El cianuro reacciona con el sulfuro elemental y polisulfuros para formar tiocianato, así remover el estado hidrofóbico de la superficie del mineral.

De todos los sulfuros metálicos estudiados hasta el momento la depresión de pirita con cianuro es la más estudiada y entendida.

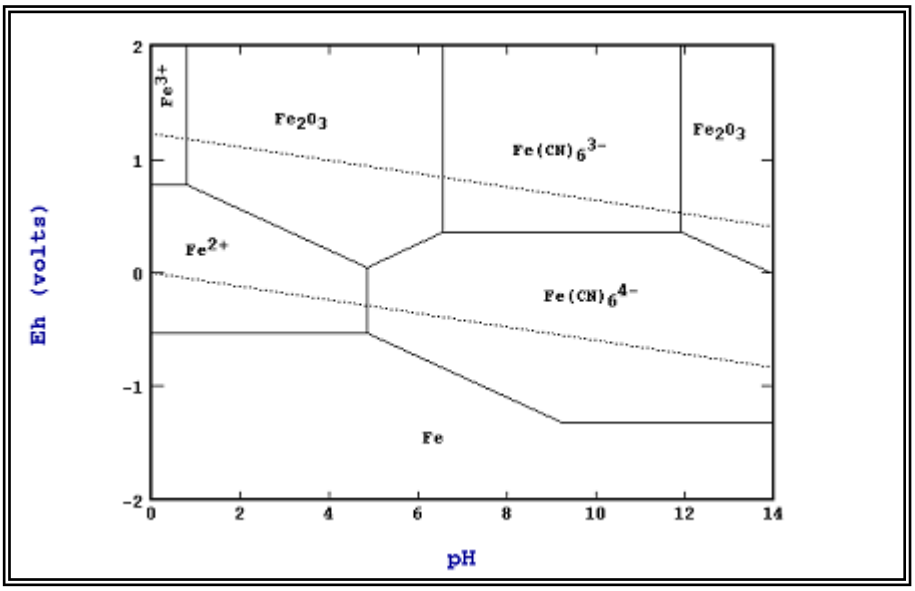


Figura 3.8.- Diagrama de pourbaix $Fe - CN - H_2O$

Está claro que el $Fe(CN)_6^{3-}$ y $Fe(CN)_6^{4-}$ son especies estables a pH alcalinos, propios de la flotación de los sulfuros metálicos. Los potenciales de pulpa más prácticos están en el rango donde la formación de $Fe(CN)_6^{4-}$ es termodinámicamente favorable.

Elgillani and Fuerstenau (1968) mostraron que la recuperación de pirita puede ser deprimida en presencia de iones cianuro por la formación de iones ferrocianuro (Ecuación 3.6.1) seguida por la precipitación de ferrocianuro férrico $(Fe_4[Fe(CN)_6]_3)$ sobre la superficie de la pirita:

$$Fe^{2+} + 6CN^- \leftrightarrow Fe(CN)_6^{4-} \qquad [3.6.1]$$

La oxidación de pirita es necesaria para la producción de Fe^{2+} el cual reaccionara con el ion CN^-. Wang and Forssberg (1996) mostraron que la oxidación de la pirita puede ser mejorado en presencia de iones de cianuro en pH alcalino. Es también conocido que la

oxidación excesiva de la pirita puede reducir la flotabilidad de la pirita en ausencia de depresores debido a la formación de $Fe(OH)_3$ a altos valores de pH.

3.7. Absorción de xantato sobre pirita en función del ORP

Se ha visto líneas arriba de cómo el xantato colecta a los sulfuros. En esta sección se observa mediante pruebas experimentales, la cantidad de xantato adsorbido sobre la superficie de la pirita en función del ORP y por ende en función del pH.

Se sabe que el valor del ORP es inversamente proporcional al valor del pH, Esto se observa claramente con los datos de la operación mostrados en la figura 5.5.1

Se comprueba experimentalmente que conforme aumenta el valor del ORP la adsorción de xantato sobre pirita se incrementa en consecuencia mientras disminuye el valor del pH la adsorción de xantato sobre pirita se incrementa.

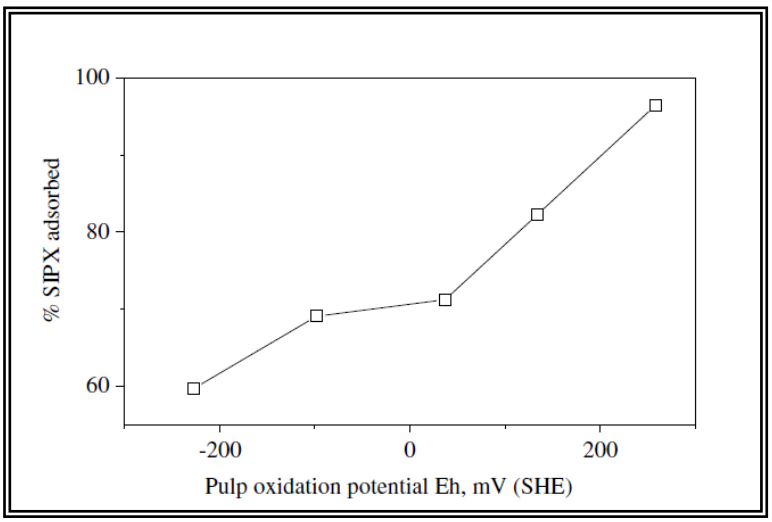


Figura 3.6.3.- Adsorción de x^- sobre pirita en función del ORP (Fornasiero; Skinner 2005)

CAPITULO IV

MARCO EXPERIMENTAL

4.1. Descripción

Se realizo tres pruebas de flotación a diferentes pH (9.3, 10.3 y 11.2) manteniendo todos los demás parámetros constantes.

Estas pruebas se hicieron simulando el circuito rougher, cuyos detalles se muestran líneas abajo.

Tiempo de Residencia.- 15 min. Este valor se determino mediante mediciones de alcalinidad utilizando cal, como trazador.

Muestra.- Se utilizo pulpa compositada el 18/06/2011 durante todo el día, presentando las siguientes características:

Tabla 4.1.- Características del mineral de cabeza para las pruebas

Variables		Ley de Cabeza	
%Solido	31	**%Cu**	0.64
pH	9.27	**%Au**	1.41
ORP	36 mv	**%Fe**	8.02
P80	138 um	**%CuOx**	0.056

Tabla 4.2.- Proporción de minerales de Cu en diferentes flujos de la planta.(MLA Dic.2010)

Mineral	Cabeza - Wt%	Conc_Final - Wt%	Conc_Rougher - Wt%	Relave_Cl_Scv - Wt%	Relave_Rougher - Wt%
Covellite	4.17	6.46	2.42	3.66	1.44
Chalcosite		0.06	0.00	0.00	0.00
Digenite	3.89	1.36	2.69	0.31	3.24
Bornite	0.63	4.04	1.41	2.77	1.08
Chalcopyrite	90.94	87.59	93.22	92.19	93.88
Enargite	0.36	0.49	0.26	1.07	0.36
Total	100.00	100	100	100	100.00

Reactivos.- Se utilizaron los siguientes reactivos:

Promotor Aero 3477.- Es un ditiofosfato o aerofloat, cuyos radicales han sido reemplazados por una cadena isobutilo. Es un colector fuerte y selectivo para Cu, Ni y minerales de Zn activados mejora la recuperación de minerales preciosos, en particular aquellos del grupo de metales del platino. (35g/t).

PAX.- Es un Xantato amílico de potasio, es un colector muy apropiado para la flotación de sulfuros diversos y oxidados de Cu. Asimismo se emplea en el tratamiento de arsenopirita, pirrotita, sulfuros de Cobalto y Níquel, y sulfuros de Hierro conteniendo Oro. (95g/t).

D-707E.- Es un colector de minerales de cobre-oro y minerales oxidados con alto contenido de finos (arcillas) está formado por los siguientes compuestos: (8g/t)

- I-Butil-dtp-Na 33%
- Etiltiocarbamato de O-isobutilo 29%
- Isobutanol 1.5%
- Surfactante, agua hasta 100%

H-305.-Es un espumante con propiedades colectores principalmente para cobre y minerales oxidados.

El MCFroth-H305 es una mezcla de alcoholes y poliglicoles. (8g/t)

4.2. Objetivos de la prueba

- Observar la variación de las recuperaciones a los diferentes valores de pH y ORP para el Cu, Au y Fe.

- Determinar el pH optimo para flotación de nuestro mineral, evaluando recuperación, calidad y cinética de flotación para Cu, Au y Fe

- Observar la variación de la recuperación de masa o ratio de concentración a los diferentes valores de pH

4.3. Pruebas variando el pH

4.3.1. Prueba pH=9.3

Tablas de resultados.

Tabla 4.3.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=9.3

Muestra	
%Cu	0.64
Au g/t	1.41
%Fe	8.02
%CuOx.	0.056
Consumo de Cal g	0.00
pH Natural	9.27
Peso muestra (g)	2759

Tabla 4.4.- Condiciones de prueba pH=9.3

Etapa		Reactivos en g/t						
	pH	CaO	PAX	D-707E	A-3477	DDS3	H-305	Acond
Molienda				15			10	
Rougher 1	9.3	0	45		11.25			5
Rougher 2							5	2
Rougher 3			15		3.75			1
Rougher 4								1
Etapa	pH	Reactivos en g/t						
		CaO	PAX	D-707E	A-3477	H-305		
Total	9.3	0	60	15	15	15		

Tabla 4.5.- Caracterización de productos pH=9.3

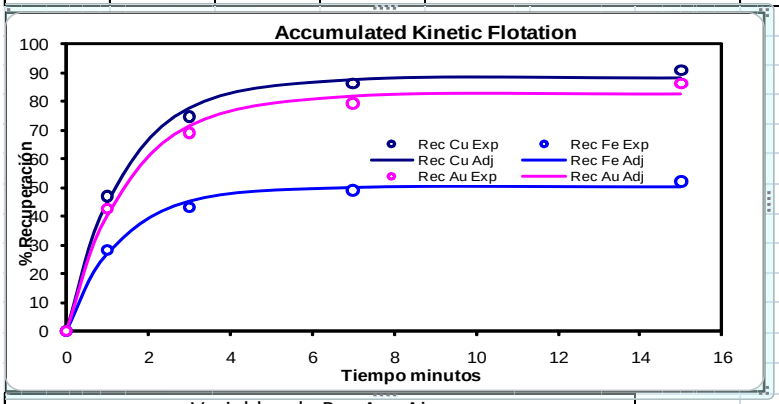
Productos	Tiempo min	Pesos (g)	pH	mv	Leyes			
					Cu%	Au g/t	Fe%	%CuOx.
Conc. Ro 1	1	174.2	9.27	36.0	4.82	9.57	35.82	
Conc. Ro 2	2	112.5	9.26	37.8	4.4	9.2	29.56	
Conc. Ro 3	4	66	9.26	36.0	3.13	6.08	19.58	
Conc. Ro 4	8	67.6	9.33	31.0	1.2	4.12	9.71	
Relave		2338.7			0.07	0.23	4.55	
Cabeza		2759			0.64	1.41	8.02	0.06

Tabla 4.6.- Balance pH=9.3

Producto	Pesos (g)	Leyes			Distribución (%)		
		% Cu	Au g/t	% Fe	Cu	Au	Fe
Cabeza	2759.0	0.6	1.4	8.0	100.0	100.0	100.0
Bulk Ro Conc 1+2+3+4	420.3	3.9	8.0	27.4	90.8	86.3	52.0
Relave	2338.7	0.1	0.2	4.6	9.2	13.7	48.0
Ratio de Concentracion	6.6	15.2					

Tabla 4.7.- Cinética de flotación pH=9.3

Tiempo	Rec Acumulada			Rec Acumulada Ajustada			SOLVER		
	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe
0	0	0	0	0	0	0			
1	47.01	42.53	28.16	44.77	40.21	26.87	5.04	5.36	1.69
3	74.73	68.93	43.17	77.65	71.44	45.10	8.53	6.29	3.70
7	86.29	79.17	49.01	87.54	81.83	49.86	1.57	7.07	0.72
15	90.83	86.28	51.97	88.16	82.60	50.09	7.16	13.51	3.54
				Error Minimo			22.30	32.23	9.65



R = RI (1-exp-k(t+q))

Variables de Rec Acu Ajus					
Cobre		Oro		Fierro	
RI	88.2	RI	82.6	RI	50.1
K	0.7	K	0.7	K	0.8
q	0.0	q	0.0	q	0.0
r2	1.0	r2	1.0	r2	1.0
RI: Recuperación máxima					
K: Constante de Velocidad					

4.3.2. Prueba pH=10.3

Tablas de resultados

Tabla 4.8.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=10.3

Muestra	
%Cu	0.64
Au g/t	1.41
%Fe	8.02
%CuOx.	0.056
Consumo de Cal g	0.00
pH Natural	9.27
Peso muestra (g)	2759

Tabla 4.9.- Condiciones de prueba pH=10.3

Etapa		Reactivos en g/t						
	pH	CaO	PAX	D-707E	A-3477	DDS3	H-305	Acond
Molienda				15			10	
Rougher 1	10.2	0	45		11.25			5
Rougher 2							5	2
Rougher 3			15		3.75			1
Rougher 4								1
Etapa		Reactivos en g/t						
	pH	CaO	PAX	D-707E	A-3477	H-305		
Total	10.2	0	60	15	15	15		

Tabla 4.10.- Caracterización de productos pH=10.3

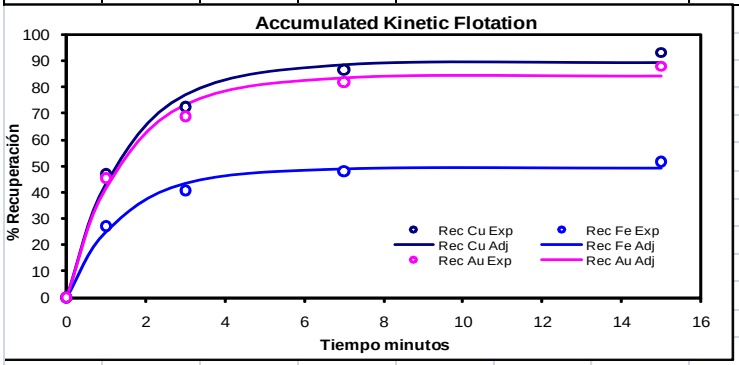
Productos	Tiempo min	Pesos (g)	pH	mv	Leyes			
					Cu%	Au g/t	Fe%	%CuOx.
Conc. Ro 1	1	171.9	10.2	-7.9	4.7	10.33	35.14	
Conc. Ro 2	2	104.00	9.95	-4.5	4.2	8.8	28.84	
Conc. Ro 3	4	71.1	9.9	-1.9	3.39	7.23	22.28	
Conc. Ro 4	8	69.3	9.73	-0.2	1.62	3.4	12.21	
Relave		2,343			0.05	0.2	4.57	
Cabeza		2,759			0.00	0.00	0.00	0.00

Tabla 4.11.- Balance pH=10.3

Producto	Pesos (g)	Leyes			Distribución (%)		
		% Cu	Au g/t	% Fe	Cu	Au	Fe
Cabeza	2759.0	0.6	1.4	8.0	100.0	100.0	100.0
Bulk Ro Conc 1+2+3+4	416.3	3.8	8.3	27.6	93.2	88.0	51.7
Relave	2342.7	0.1	0.2	4.6	6.8	12.0	48.3
Ratio de Concentracion	6.6	15.1					

Tabla 4.12.- Cinética de flotación pH=10.3

Tiempo	Rec Acumulada			Rec Acumulada Ajustada			SOLVER		
	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe
0	0	0	0	0	0	0			
1	47.11	45.43	27.24	43.27	41.73	25.16	14.69	13.63	4.32
3	72.57	68.84	40.76	77.08	73.43	43.51	20.35	21.12	7.56
7	86.63	81.99	47.91	88.46	83.57	48.97	3.36	2.50	1.13
15	93.17	88.01	51.72	89.32	84.27	49.30	14.84	14.02	5.86
				Error Minimo			53.20	51.30	18.90



R = RI (1-exp-k(t+q))

Variables de Rec Acu Ajus					
Cobre		Oro		Fierro	
RI	89.3	RI	84.3	RI	49.3
K	0.7	K	0.7	K	0.7
q	0.0	q	0.0	q	0.0
r2	1.0	r2	1.0	r2	1.0
RI: Recuperación máxima					
K: Constante de Velocidad					

4.3.3. Prueba pH=11.2

Tablas de resultados

Tabla 4.13.- Características del mineral de cabeza del mineral de cabeza prueba pH=11.2

Muestra	
%Cu	0.64
Au g/t	1.41
%Fe	8.02
%CuOx.	0.056
Consumo de Cal g	0.00
pH Natural	9.27
Peso muestra (g)	2759

Tabla 4.14.- Condiciones de prueba pH=11.2

Etapa		Reactivos en g/t						
	pH	CaO	PAX	D-707E	A-3477	DDS3	H-305	Acond
Molienda				15			10	
Rougher 1	11.2	0	45		11.25			5
Rougher 2							5	2
Rougher 3			15		3.75			1
Rougher 4								1
Etapa	pH	Reactivos en g/t						
		CaO	PAX	D-707E	A-3477	H-305		
Total	11.2	0	60	15	15	15		

Tabla 4.15.- Caracterización de productos pH=11.2

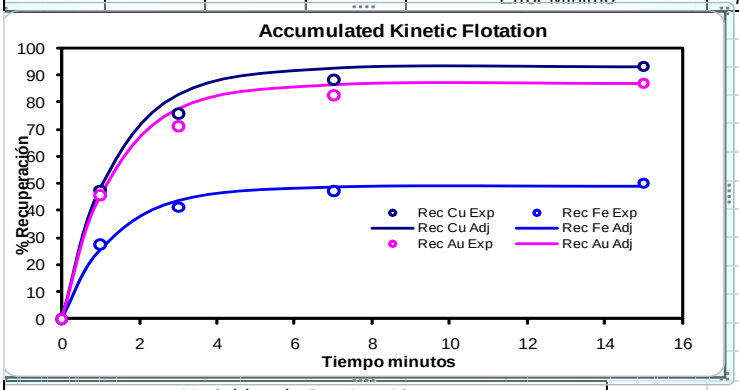
Productos	Tiempo min	Pesos (g)	pH	mv	Leyes			
					Cu%	Au g/t	Fe%	%CuOx.
Conc. Ro 1	1	170.8	11.2	-42.2	4.8	10.2	36.8	
Conc. Ro 2	2	105.4	11.1	-39.9	4.6	9.2	29.7	
Conc. Ro 3	4	73.1	11.0	-37.7	3.0	6.0	18.8	
Conc. Ro 4	8	59.2	11.0	-36.7	1.4	2.9	10.7	
Relave		2350.5			0.1	0.2	4.8	
Cabeza		2759.0			0.6	1.4	8.0	0.1

Tabla 4.16.- Balance pH=11.2

Producto	Pesos (g)	Leyes			Distribución (%)		
		% Cu	Au g/t	% Fe	Cu	Au	Fe
Cabeza	2759.0	0.6	1.4	8.3	100.0	100.0	100.0
Bulk Ro Conc 1+2+3+4	408.5	3.9	8.1	28.0	93.2	87.1	50.1
Relave	2350.5	0.1	0.2	4.8	6.8	12.9	49.9
Ratio de Concentracion	6.8	14.8					

Tabla 4.17.- Cinética de flotación pH=11.2

Tiempo	Rec Acumulada			Rec Acumulada Ajustada			SOLVER		
	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe	Cu	Au	Fe
0	0	0	0	0	0	0			
1	47.45	45.53	27.55	48.48	45.66	25.76	1.06	0.02	3.22
3	75.75	71.00	41.28	82.99	77.77	43.88	52.39	45.74	6.79
7	88.46	82.58	47.32	92.81	86.70	48.93	18.96	16.99	2.61
15	93.17	87.06	50.09	93.36	87.18	49.21	0.04	0.01	0.78
				Error Minimo			72.44	62.77	13.40



R = RI (1-exp-k(t+q))

Variables de Rec Acu Ajus					
Cobre		Oro		Fierro	
RI	88.2	RI	82.6	RI	50.1
K	0.7	K	0.7	K	0.8
q	0.0	q	0.0	q	0.0
r2	1.0	r2	1.0	r2	1.0

RI: Recuperación máxima

K: Constante de Velocidad

4.3.4. Resumen de las pruebas

pH	CABEZA			Recuperacion Rougher			% Rec. Masa	Rx
	% Cu	Au g/t	% Fe	% Cu	% Au	% Fe		mv
9.27	0.65	1.42	8.03	90.83	86.28	51.97	15.23	35.20
10.17	0.62	1.42	8.04	93.17	88.01	51.72	15.09	-3.63
11.20	0.62	1.38	8.26	93.17	87.06	50.09	14.81	-39.13

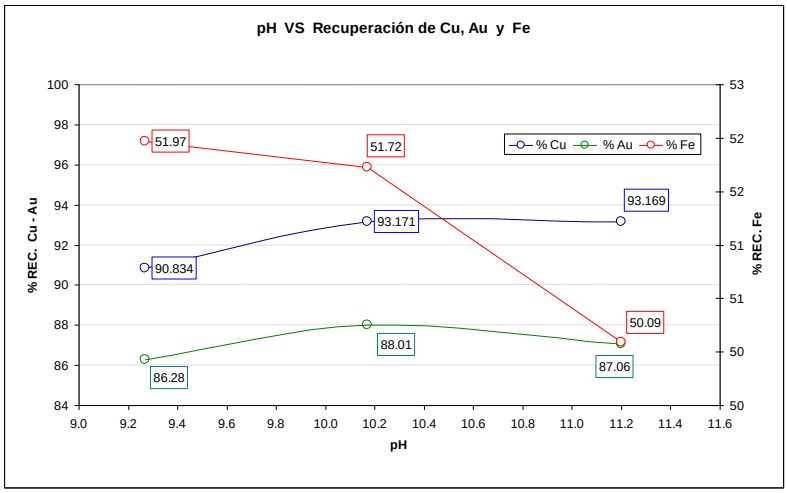


Figura 4.1.- pH vs. Recuperación de Cu, Au y Fe

4.5 Diseño experimental para la optimización de las variables

En este caso el diseño es muy simple ya que solo se varía un parámetro que es el pH.

Valores de variables a evaluar:

Y1=Rec. Cu (Maximizar) , Y2=Rec. Au (Maximizar) , Y3= Rec. Fe (Minimizar)

Función objetivo a maximizar:

$$Y=Y1+Y2-Y3$$

pH	Recuperacion Rougher		
	% Cu	% Au	% Fe
9.3	90.83403	86.27729	51.97005
10.2	93.17061	88.01424	51.72267
11.2	90	87.06161	50.09131

Y<=200
Y=Y1+Y2-Y3
125.14
129.46
126.97

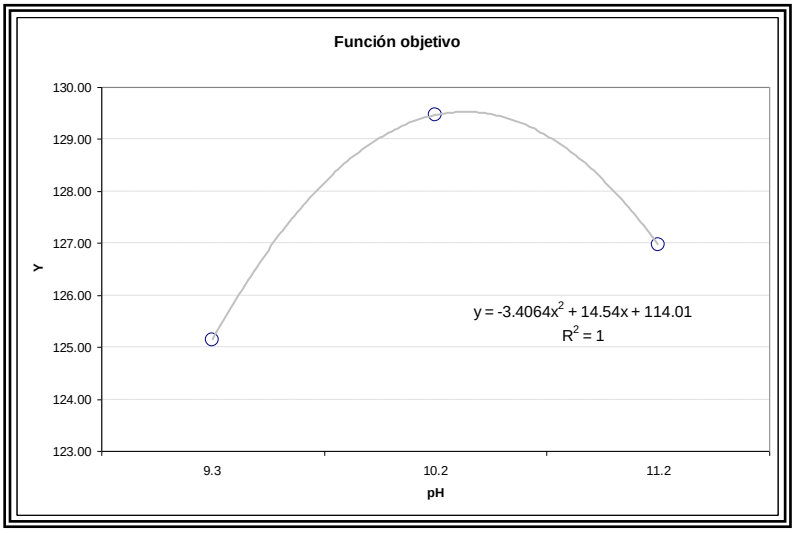


Figura 4.2.- Función objetivo para determinar pH óptimo

Conclusión:

Después de maximizar la función Y se determina que la máxima recuperación se encuentra trabajando en 10.35

CAPITULO V

PRUEBAS A NIVEL INDUSTRIAL

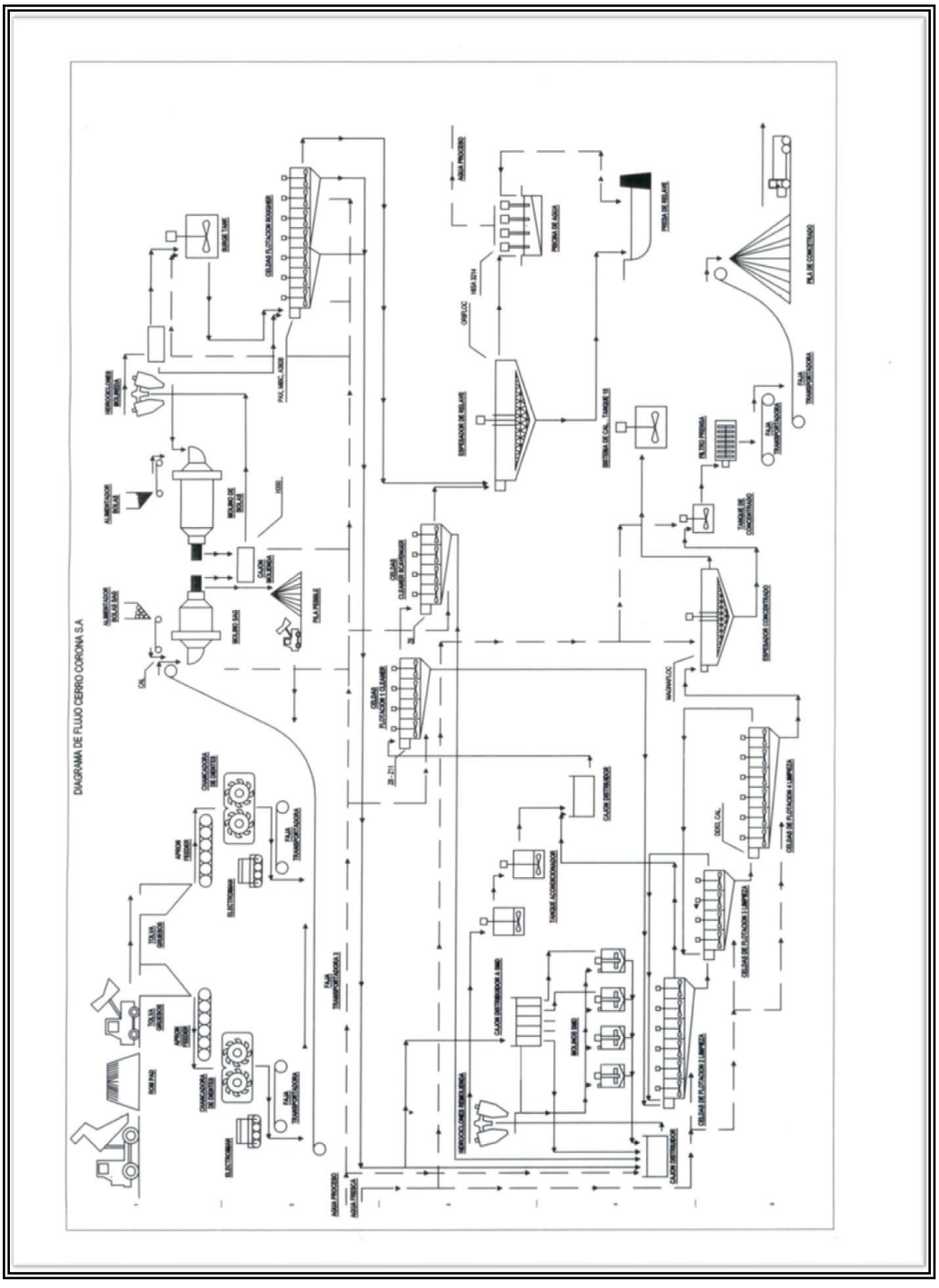


Figura 5.1.- Diagrama de flujo de la concentradora Cerro Corona

5.1 Aspectos generales de la prueba.

La premisa de bajar el pH en la flotación rougher, después de mas de un año de operación era evidente; sustentado en la base teórica pruebas de laboratorio y operaciones similares.

La disminución de pH en la operación se realizó por etapas empezándose a registrar la data desde octubre del 2009.

La reducción de pH en la etapa rougher, cambiaria la forma de operación de todo el área de flotación debido al incremento de fierro en las etapas de limpieza, además del incremento másico y de flujo en todo el área.

El incremento de fierro origino problemas operativos tales como avenamiento de cajones, líneas y celdas de flotación.

El incremento de flujo origino, falta de capacidad en todas las bombas después de la etapa rougher.

Figura 5.2.- Área de flotación concentradora Cerro Corona

5.2 Caracterización Geometalúrgica del mineral

En la concentradora cerro corona toda mineral alimentado a planta, lo hace después de haber pasado por una evaluación conjunta entre las áreas de mina geología y geometalurgia. Los valores óptimos para los parámetros mencionados líneas abajo, han sido determinados en la operación luego de un análisis con todo el personal involucrado. Estos valores pueden variar de acuerdo a los objetivos y forma de operar de la planta.

Los puntos a considerar son los siguientes: Ley de cabeza acorde con lo proyectado de acuerdo al budget, granulometría, dureza, contenido de óxidos y arcillas, consumo de cal, relación Fe/Cu en la cabeza.

5.2.1. Ley de cabeza.-

Este valor es muy importante para el cumplimiento de los objetivos de producción en cobre y oro, la mina acorde al planeamiento de corto y largo plazo debe enviar a planta, mineral con valores de cobre y oro de acuerdo al plan semanal que se realiza en base al plan mensual según el budget. Para esto la mina está totalmente caracterizada con las leyes de Fe, Cu y Au principalmente.

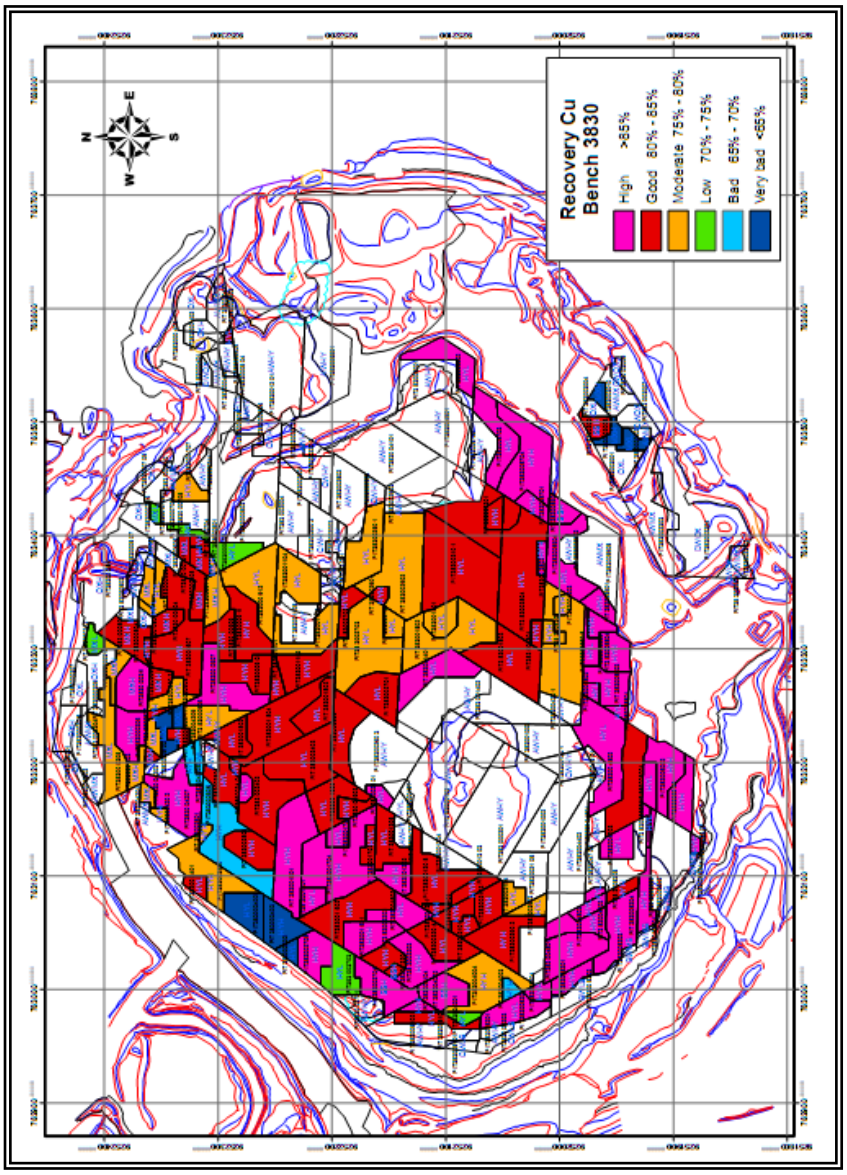


Figura 5.3.- Plano geometalúrgico de recuperación de cobre

5.2.2. Granulometría.-

Es un parámetro limitante para el tonelaje procesado, ya que un excesivo tamaño de mineral (>6') limita la producción de la chancadora primaria y el buen funcionamiento del apron feeder por atoramiento en la alimentación de la chancadora.

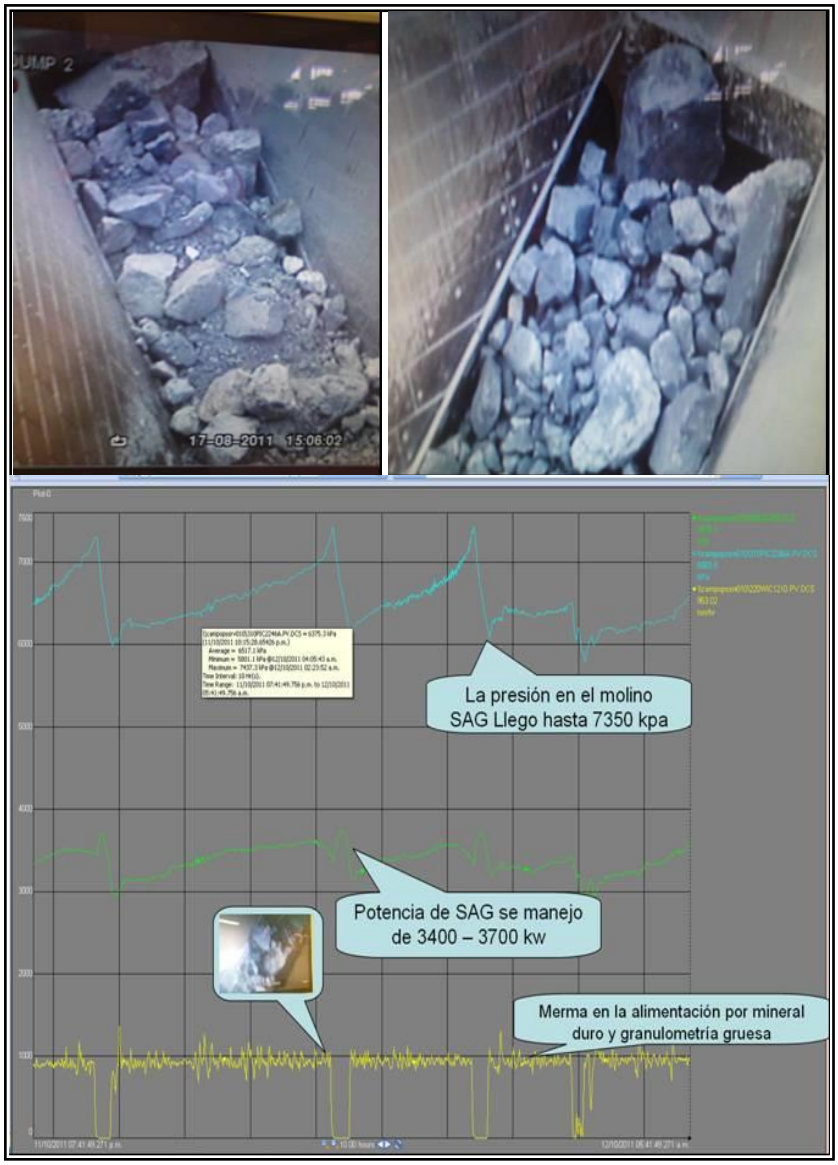


Figura 5.4.- Tamaño excesivo, genera merma en el tonelaje procesado

5.2.3. Dureza del material.-

Es el principal limitante del tonelaje procesado, ya que afecta directamente a la operación del molino SAG, un material con alta dureza (H=5) tardara más tiempo en ser evacuado del molino SAG por ende incrementara el valor de la presión en los descansos, el cual obliga a bajar tonelaje.

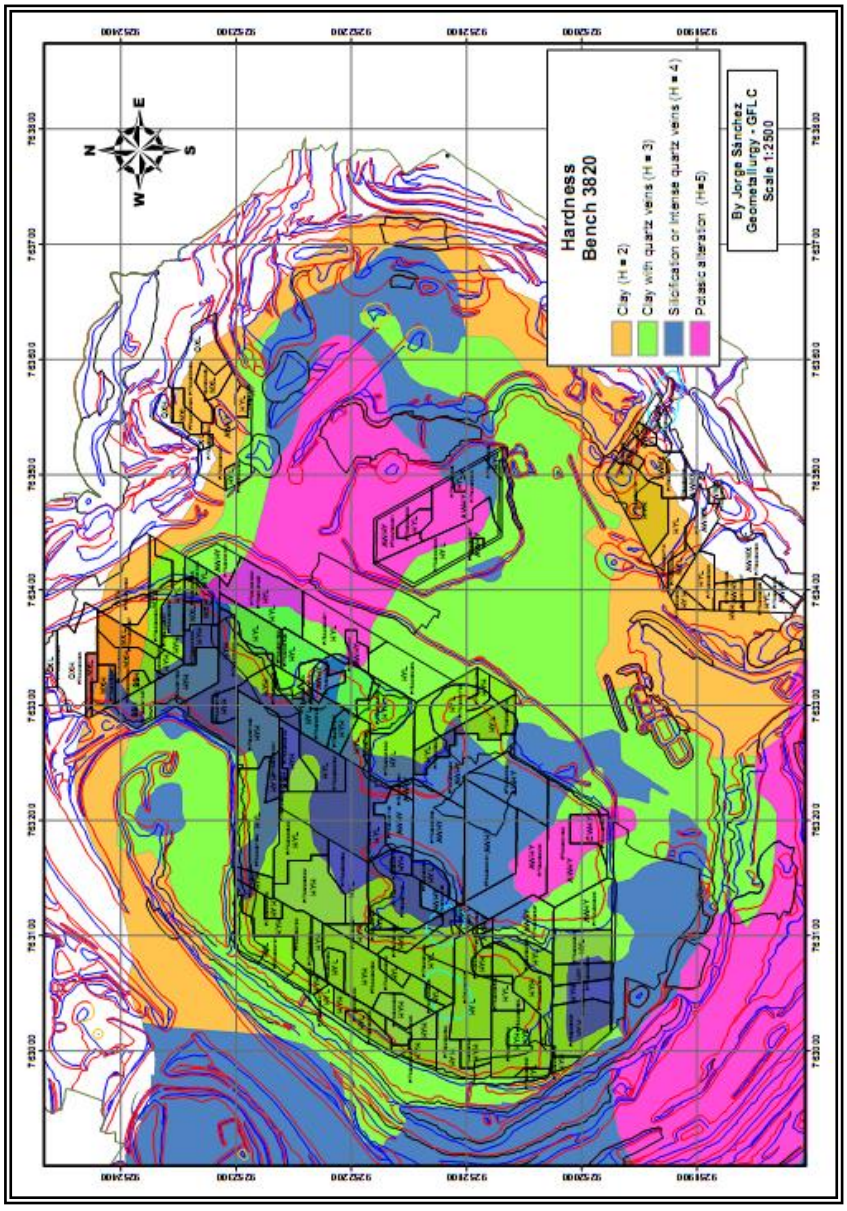


Figura 5.5.- Plano geometalúrgico de dureza del mineral

5.2.4. Contenido de óxidos y arcillas.-

Afecta principalmente a la recuperación y en menor medida al tonelaje procesado. La interferencia de los lamas entre la partícula y los reactivos originan el consumo excesivo y la no adhesión de los reactivos a las partículas minerales, originando disminución de la recuperación. El contenido de óxidos afecta directamente a la recuperación, por su dificultad para flotar aun con los reactivos específicos que contamos.

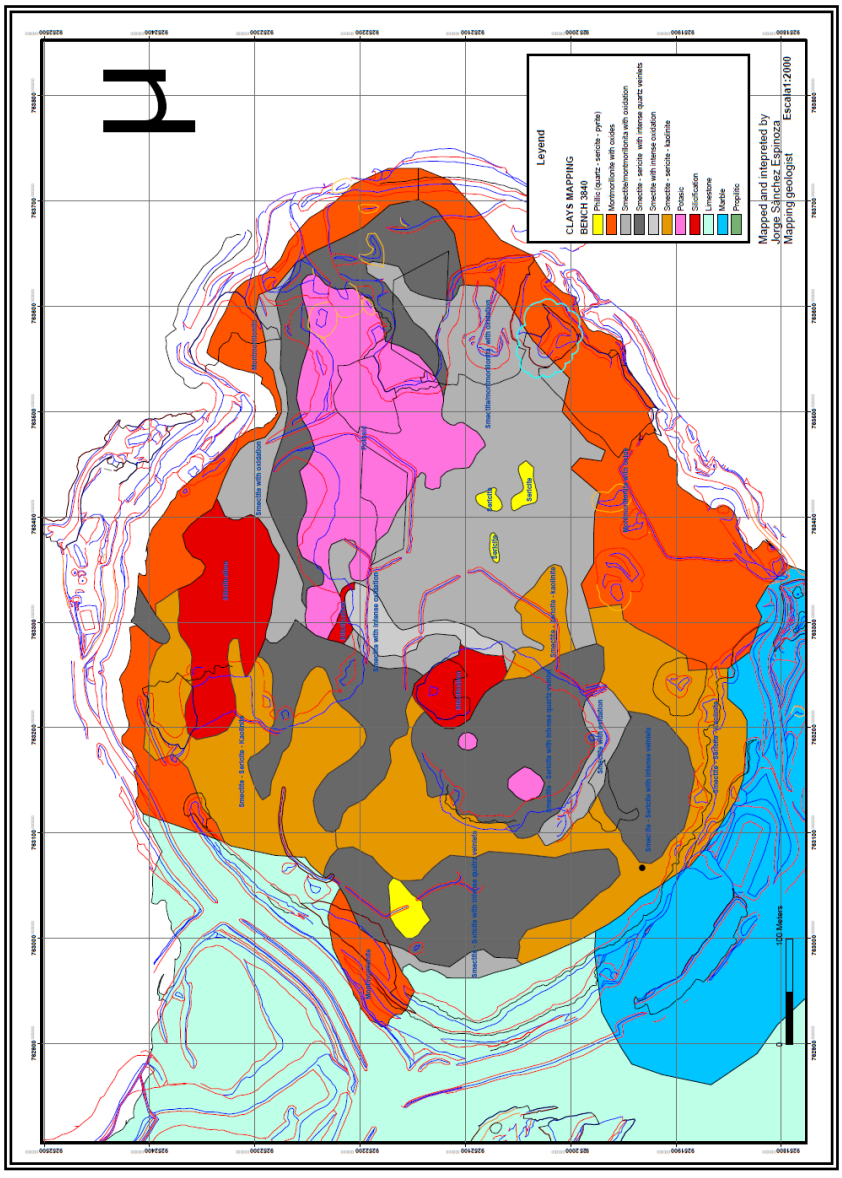


Figura 5.6.- Plano geometalúrgico de mineral arcilloso

5.2.5. Consumo de cal.-

El control de este parámetro es muy importante ya que un alto consumo de cal puede poner en riesgo la permanencia de la operación, se ha visto que hay zonas del tajo cuyo consumo de cal llega hasta 20 kg/ton (zonas altamente sulfatadas), cuyo valor es insostenible operativamente ya que la capacidad de producción de la planta de cal llega hasta un máximo de 8 Kg/ton.

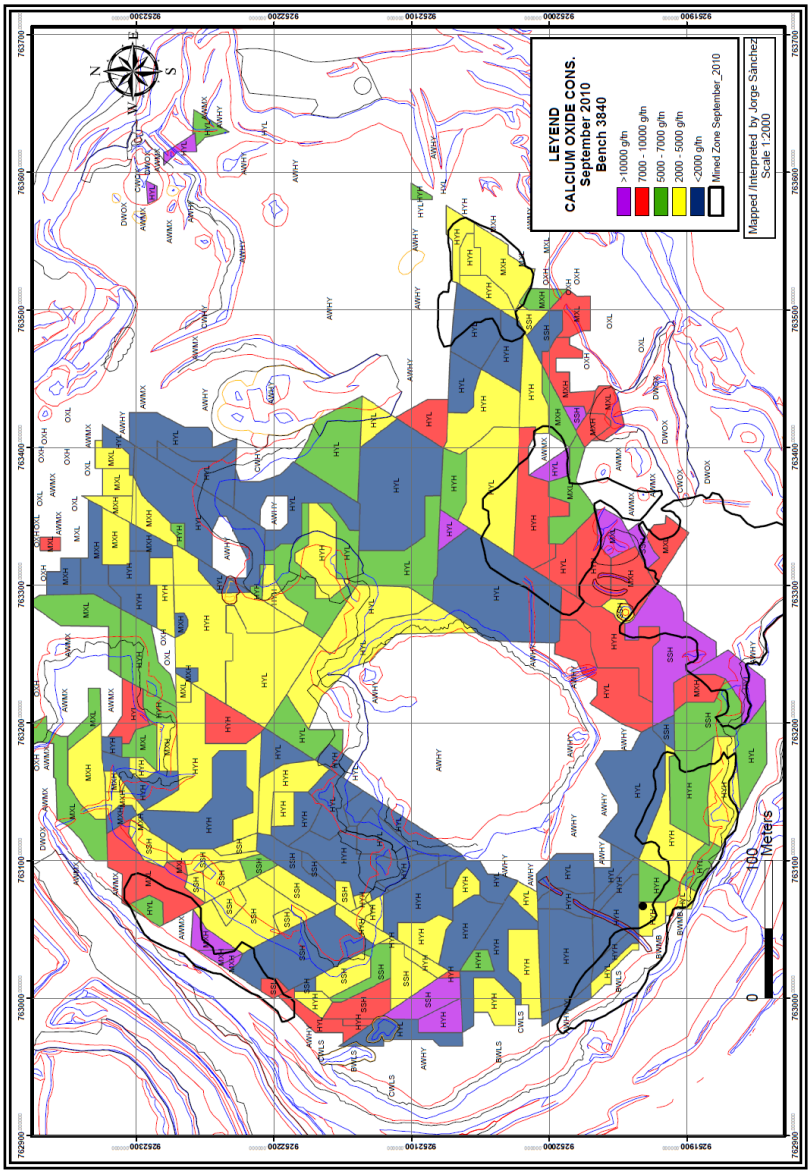


Figura 5.7.- Plano geometalúrgico de consumo de cal

5.3 Control de parámetros en la flotación

Las principales variables que gobiernan la flotación rougher y las cuales se han ido optimizando con el tiempo se detallan a continuación:

5.3.1. Granulometría.-

Este parámetro es muy importante para la flotación, ya que la adsorción diferencial o la colección selectiva de los minerales depende en gran medida del grado de liberación de las partículas.

Se comprueba experimentalmente, que los valores adecuados de P_{80} se encuentran entre 130 – 140 micras siendo el P_{80} de diseño 130 micras.

La sostenibilidad de este P_{80} requiere de un control minucioso del buen funcionamiento de los ciclones, del control de llenado de bolas, % de sólidos en la descarga y potencia en los molinos.

Para el control de este parámetro se tiene un PSI que indica en línea cada 8 minutos el valor de la malla, además de hacerse muestreos manuales en el o/f y la alimentación rougher, también se ha implementado un cambio periódico de apex, vortex y partes húmedas de los ciclones de acuerdo al tiempo de operación de los mismos.

5.3.2. Porcentaje de sólidos.-

El control de este parámetro es muy importante, para la flotación y mas aun cuando se tiene alto contenido de arcillas, come es el caso de nuestra operación (40% aproximadamente).

Experimentalmente se ha determinado que el % de sólidos optimo se da a valores menores a 31%, la limitante de reducir mas este valor se da por el tonelaje mínimo a procesar (800 TMSH)

El control de este parámetro se realiza con el PSI que nos da valores en línea cada 8 minutos además de muestreos manuales en el o/f y en la alimentación rougher.

5.3.3. pH & ORP.-

La determinación de los valores óptimos de estos parámetros es el motivo de este trabajo, cabe destacar la dependencia directa de estos valores, como lo muestra la fig.5.2

5.3.4. Nivel de pulpa y colchón de espuma.-

Estos valores son muy importantes para un buen desbaste en esta etapa de la flotación. Se verifica que mejores resultados se obtienen con niveles de pulpa más altos en las primeras celdas y bajando paulatinamente hasta la última celda estos valores van por lo general entre (92-70) para la primera y última celda respectivamente.

El nivel del colchón de espuma depende del nivel de pulpa, ya que se tiene una altura fija de la celda.

Para el control de estos parámetros se cuenta con controladores automáticos de nivel de pulpa, que son monitoreados desde la sala de control y desde el panel de control ubicado en el área de flotación.

5.3.5. Flujo de aire.-

Este parámetro es muy importante para la flotación, se tiene que buscar siempre consumir la mayor cantidad de aire en toda celda de flotación, tanto para la que se necesita para formar las burbujas y para proporcionar el oxigeno necesario para ayudar a desarrollar las reacciones redox que gobiernan la flotación.

En nuestro caso se ha ido incrementando este valor desde 900 m^3/h en el 2009 hasta 1300 m^3/h en la actualidad. Por celda de flotación rougher de 160 m^3

Para el control de este parámetro se cuenta con controladores automáticos de flujo de aire, que son monitoreados desde la sala de control y desde el panel de control ubicado en el área de flotación.

5.3.6. Tiempo de Residencia.-

El tiempo de residencia de diseño para un tonelaje de 775 TMSH con un % de sólidos que va desde 30-34% es de aproximadamente 32 minutos.

Para esto se cuenta con 7 celdas OK 160 que suman 1120 m^3 de capacidad.

5.3.7. Velocidad de agitación.-

Este parámetro es fijo de diseño el cual es de… RPM

5.4. Control de los reactivos de la prueba.

El esquema de trabajo planteado para la operación en el diseño fue como muestra el grafico.

- Tanque acondicionador 1.- Aquí se adiciona, el colector 1 (PAX), colector 2 (3477) y lechada de cal.
- Alimentación rougher.- Solo se adiciona espumante (MIBC).
- Tanques acondicionadores 2y3.- Se adiciona depresor de pirita (DDS3).
- Alimentación a primera limpieza.- Se adiciona espumante (MIBC).
- Segunda, tercera y cuarta limpieza.- Se adiciona lechada de cal.

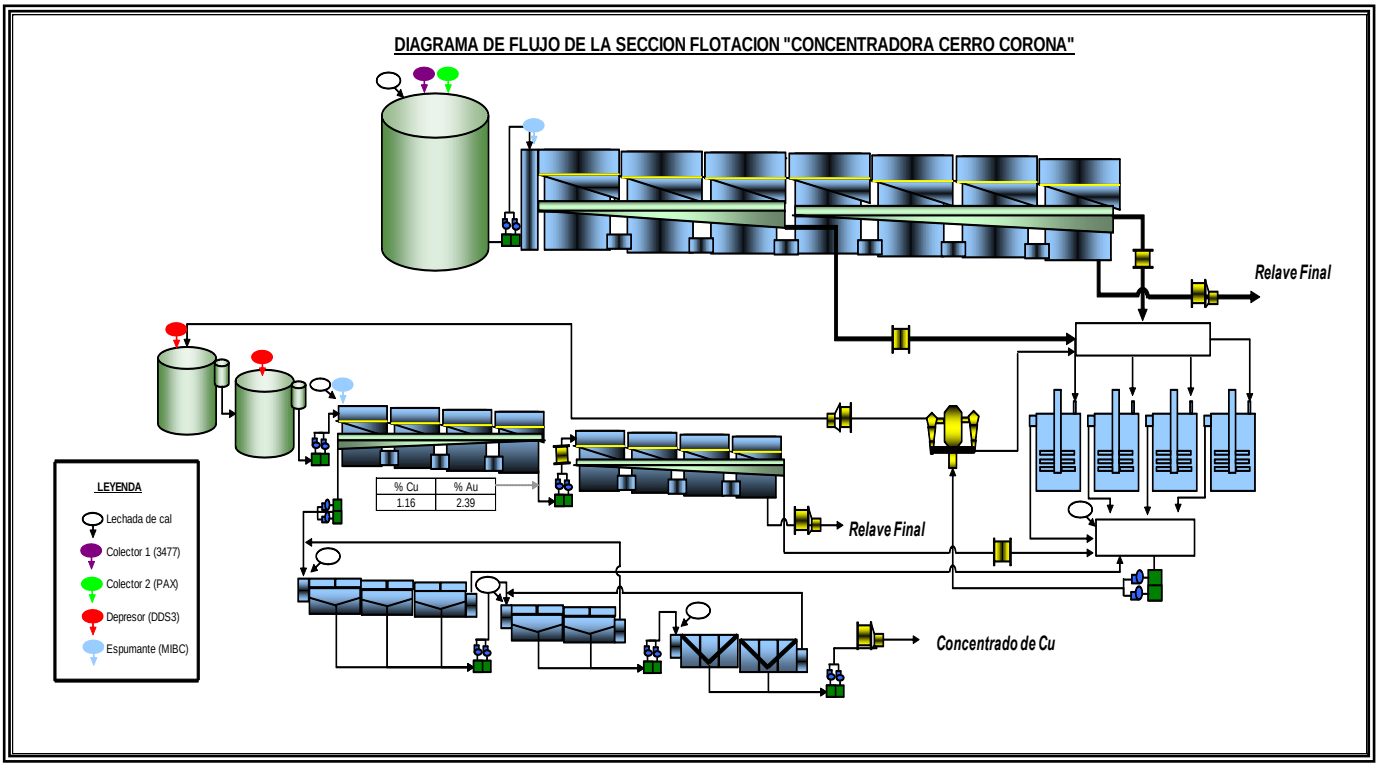


Figura 5.8.- Diagrama de flujo del área de flotación con la disposición de reactivos

En la actualidad se tiene la siguiente disposición.

- Molino SAG.- Lechada de cal
- Alimentación rougher.- Se adiciona PAX, espumante y colector secundario
- Rougher 4.- Se adiciona PAX
- Alimentación a primera limpieza.- Se adiciona PAX y/o Colector secundario
- Cuarta limpieza.- Se adiciona lechada de cal y depresor de pirita.

Para el control de flujo de estos reactivos se cuenta con dosificadores automáticos controlados desde campo, además de mediciones manuales.

5.5. ORP y pH durante la prueba.-

Para la medición de pH contamos con dos potenciómetros en línea el principal y el redundante ubicados en la alimentación a la flotación rougher

Para el control del ORP contamos con un potenciómetro ubicado en la alimentación a la flotación rougher.

La buena operatividad de estos instrumentos está garantizada por las calibraciones semanales de los tres instrumentos.

Como podemos observar en los datos de planta del 16 al 18 de octubre de este año existe una relación directa entre estos valores. Se puede decir que son inversamente proporcionales.

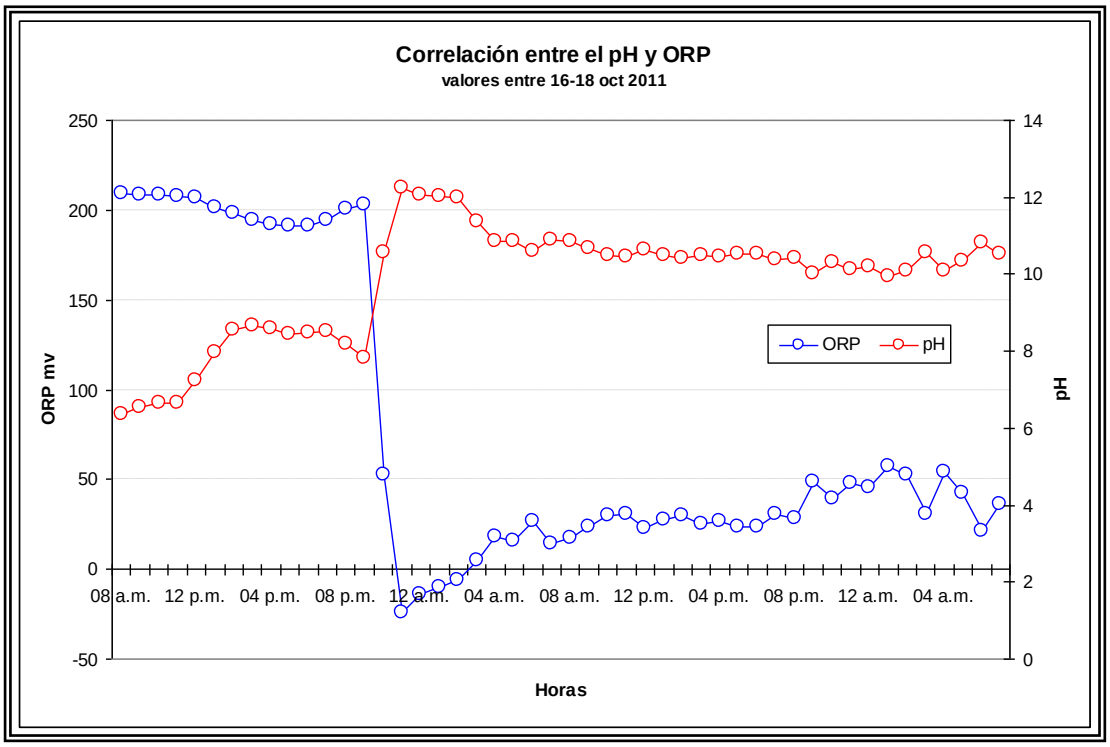


Figura 5.9.- Correlación entre valores de pH y ORP en Planta

5.6. Recuperación de Cu

El efecto de la recuperación de Cobre, a diferentes valores de pH se observa claramente en la figura 5.10. A mediados del 2009 teniendo más de un año de operación se decide empezar a bajar el pH, estos intentos muchas veces fueron abortados debido a los problemas operativos como consecuencia del aumento de flujo y el contenido de fierro. Los puntos ploteados en la figura 5.10, son valores que corresponden a las recuperaciones de cobre diarias desde octubre del 2009.

Se observa como varia la recuperación de acuerdo al promedio de pH trabajado en las fechas indicadas.

Está claro que el aumento de recuperación en el último trimestre de la grafica se debe principalmente por el pH optimo de trabajo, pero también aporto en alguna mediada la instalación de un controlador experto en la flotación rougher el cual trabaja variando el nivel de pulpa y el flujo de aire.

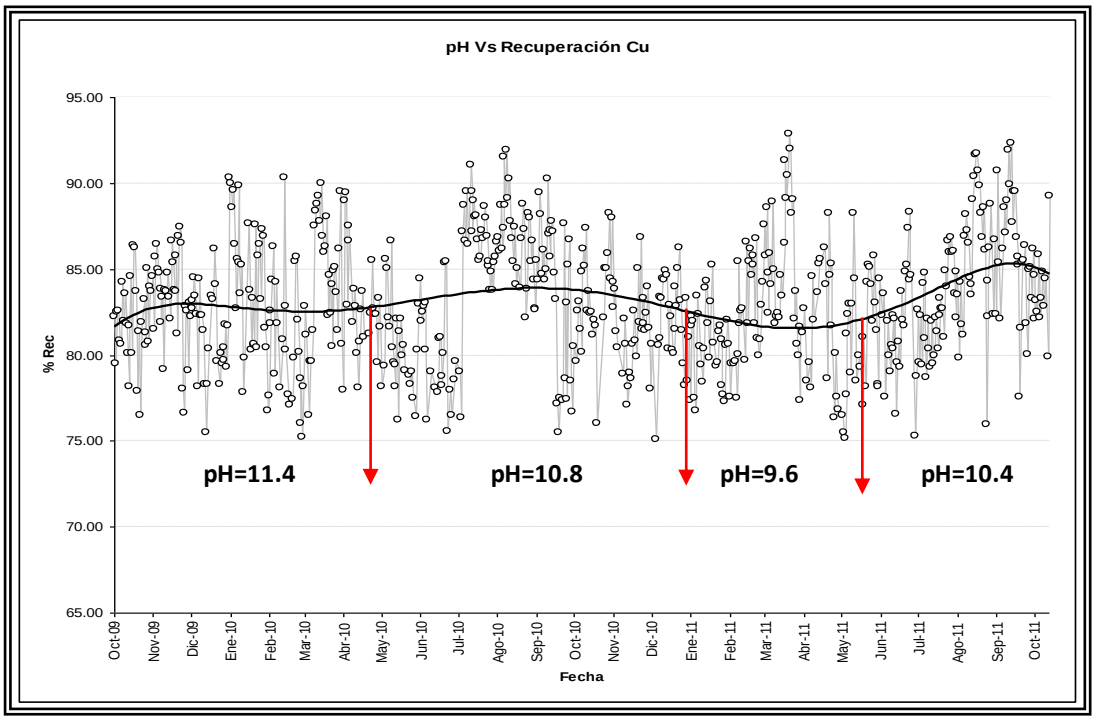


Figura 5.10.- pH versus recuperación de Cu desde octubre del 2009

5.7. Recuperación de Au

En la Figura 5.11 se observa la variación de la recuperación de oro respecto a la variación de pH, también registrados diariamente desde octubre del 2009.

Se puede observar claramente que no hay una tendencia clara.

Este comportamiento en la recuperación total de oro se debe principalmente a la pérdida de valores en las etapas de limpieza debido a la alta alcalinidad con la que se trabaja en las limpiezas (1000) cuyo valor de pH se encuentra en valores por encima de 12. y además al depresor de fierro utilizado en la cuarta limpieza, el cual tiene un alto porcentaje de cianuro (8%).

Sin embargo en la grafica 5.12 se observa que el aumento de recuperación de oro con la optimización del pH si se produce, también se puede observar el aumento de la recuperación de fierro.

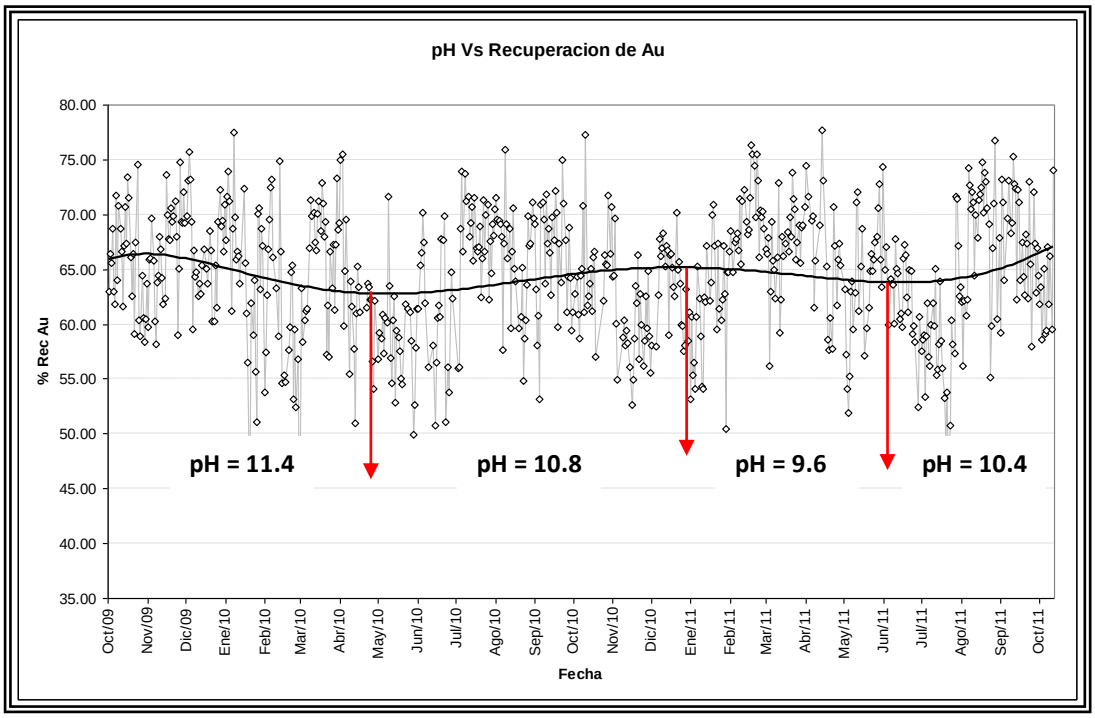


Figura 5.11.- pH versus recuperación de Au desde octubre del 2009

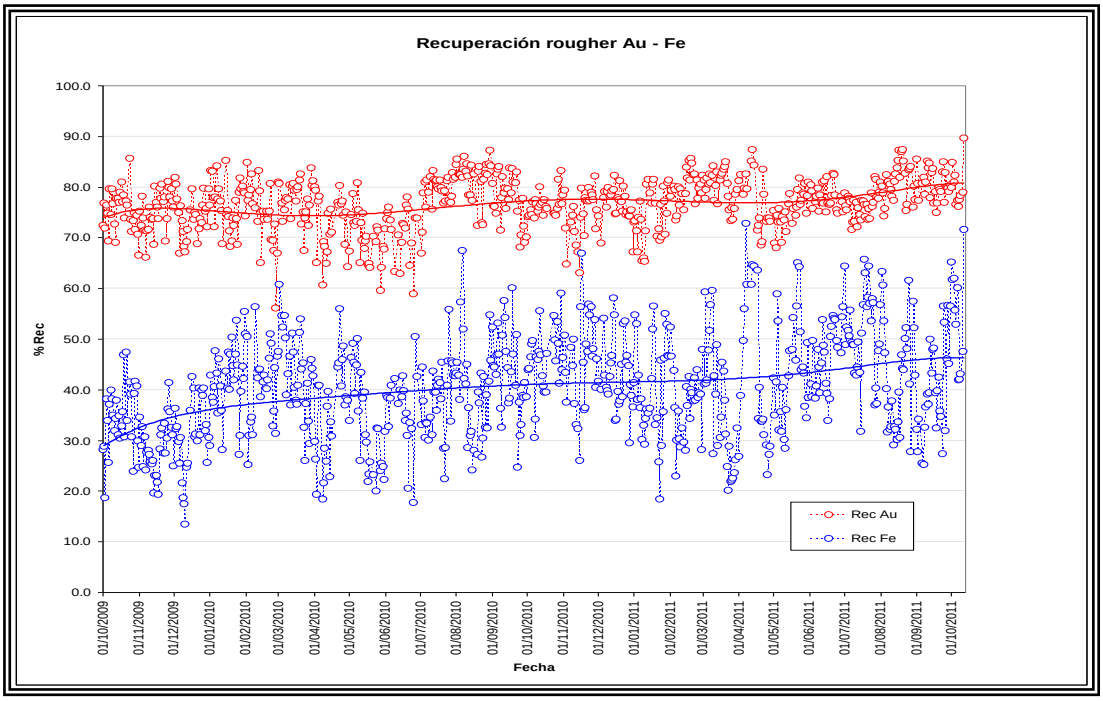


Figura 5.12.- pH versus recuperación de Au desde octubre del 2009.

5.8. Efecto en el consumo de reactivos

El informe involucra principalmente el efecto de las recuperaciones de cobre y oro relacionados al pH óptimo de operación, por los conceptos ya vertidos en la parte teórica los reactivos que han tenido más impacto frente a estos cambios han sido la cal y el PAX.

5.8.1. Consumo de PAX

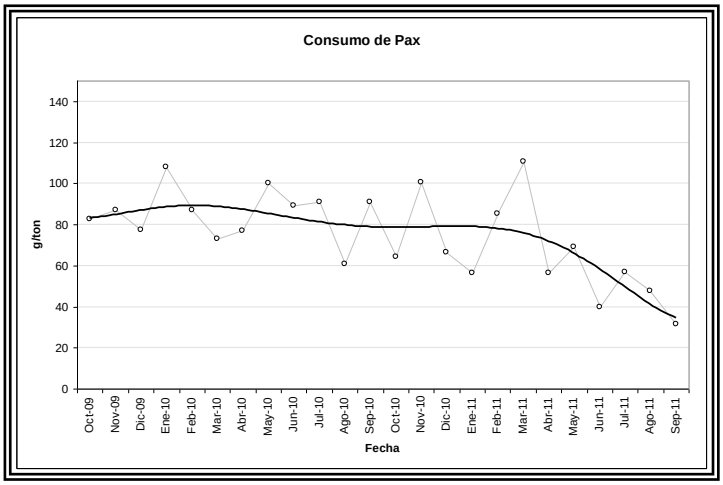


Figura 5.13.- Consumo de PAX desde octubre del 2009

5.8.2. Consumo de Cal

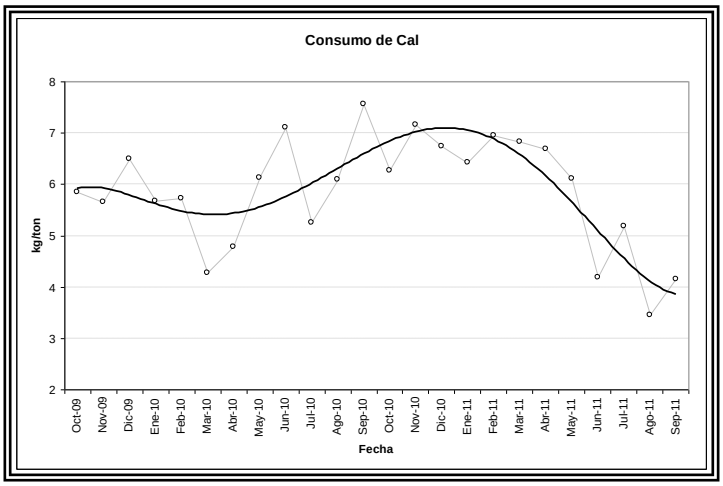


Figura 5.14.- Consumo de cal desde octubre del 2009

5.9. Efecto en los costos de producción.

Se estima los beneficios de la disminución de pH en dos campos:

- El ahorro de costos en reactivos, a consecuencia de la disminución de consumo de cal y PAX.
- El incremento de la valorización del concentrado a consecuencia de una mayor recuperación de cobre.

5.9.1. Reducción de costos por ahorro de reactivos.

Tabla 5.1.-Se muestra el ahorro de costos por ahorro de reactivos

Efecto de ahorro de reactivos						
CAL				**PAX**		
Ton Procesado (TMS)	19200	19200		Ton Procesado (TMS)	19200	19200
Consumo cal (kg/ton)	6	4		Consumo cal (g/ton)	80	40
Precio ($/ton)	104	104		Precio ($/ton)	2973	2973
Costo/mes ($/ton)	359424	239616		Costo/mes ($/ton)	136995.8	68497.92
Ahorro/mes ($/mes)		**119808**		**Ahorro/mes ($/mes)**		**68497.92**
Ahorro total ($/mes)						**188306**

5.9.1. Aumento de la valorización del concentrado.

Tabla 5.2.-Se muestra la mayor valorización de concentrado por incremento de la recuperación de Cu

Valorización de concentrado de Cu			
Ton Procesado (TMS)		19200	19200
Ley de cabeza (%)		0.75	0.75
Recu Cu (%)		85	83
Castigo (%)		0.965	0.965
Precio ($/ton)		7000	7000
Valorización/mes ($)		**24804360**	**24220728**
Ganancia/mes ($)			**583632**

CAPITULO VI

CONCLUCIONES.

- En una planta de tratamiento de gran tonelaje, se tiene que realizar una planificación integral para realizar algún cambio en los parámetros operativos, considerando las posibles implicancias que pueden generar un aumento de flujo, un aumento de fierro, etc. Además de tener una base teórica y sustento con pruebas de laboratorio.

- Para validar los resultados de una prueba de laboratorio y/o planta se tiene que validar los instrumentos de medición, para ellos es fundamental contar un sistema que garantiza el buen funcionamiento de los mismos contando con un cronograma de calibración y/o mantenimiento.

- El pH optimo de operación para la concentradora Cerro Corona se encuentra entre 10.3 – 10.5 este valor tiene concordancia con la base teórica y las pruebas de laboratorio.

- A consecuencia de la reducción del pH en la etapa rougher, el promedio de recuperación total de cobre se incrementa en dos puntos de 83% a 85%. La recuperación total de oro no sufre mayor variación debido a que hay un decrecimiento de la recuperación en las etapas de limpieza, esto debido al alto valor de alcalinidad en este media (pH>12). El incremento de la recuperación de cobre incrementa la valorización del concentrado en **583632 $/mes**

- El consumo de reactivos: Cal y PAX disminuye de 6 a 4 Kg/ton y de 80 a 40 g/ton respectivamente, esto origina un ahorro de **188306 $/mes.**

- El benéfico total por la disminución del pH en la etapa rougher haciende a **771938 $/mes.**

BIBLIOGRAFIA

[1] Neeraj K. Mendiratta “Kinetic studies of sulphide mineral oxidation and xanthate adsortion” Blacksburg Virginia Polytechnic Institute on state University May 2000 pag 8, 55 y 26.

[2] Srdjan M. Bulatovic “Handbook of flotation Reagents Vol 2” British Library 2010.

[3] W. Tollet, D.Kotlyar and R. Van Wagoner “Fundamental Electrochemical studies of sulfide mineral flotation” Earth Science Technology Center, 729 Arapeen Drive, Salt lake city, UT 84108, USA 1996.

[4] Ferihan Goktepe “Effect of pH on pulp potential and sulphide mineral flotation ” Balikesir University, Balikesir Technical College, Ballikesir – TURKEY 2001

[5] Seke, M D “Activation of sphalerite by copper cyanide” University of Pretoria etd 2005.

[6] S. He, D. Fornasiero *, W. Skinner “Correlation betwen copper – activated pyrite flotation and surface species: Effect of pulp oxidation potential” Ian Wark Research Institute, University of South Australia, Mawson Lakes Campus, Mawson Lakes, SA 5095, Australia 2005.

[8] ALS Peru S.A. “Informe de análisis mineralógico MLA LI1111900” Laboratorio Industrial Bocanegra, Callao 1, Lima, Perú Julio 2011.

[9] Richard Graeme, James Komadina “Developing Gold Fields La Cima Cerro Corona Project in Peru” Mining Engineering, Octubre 2007

[10] Castro, S., Concha, F. “Avances en flotación, efecto depresor del ión calcio sobre la flotación de pirita”, Universidad de Concepción, 1975, p. 97-106.

[11] Fuerstenau, M.C. Flotation A.M.Gaudin memorial volume. “Chemistry of pyrite flotation and depretion” American Institute of mining, metallurgical and petroleum engineers, Nueva York 1976, v. 1, p. 458-484.

[12] Martin, C.J., Rao, S. R., Finch, J.A., Leroux, M. “Complex sulphide ore processing with pyrite flotation by nitrogen”. International journal of mineral processing, N° 26, 1989, p. 95-110.

[13] Miller, J.D., Plessis, R.D. Kotilar, D.G., Zhu, X., Simmons, G. L. “The low potential hidrophobic state of pyrite inamilxanthate flotation with nitrogen”. International journal of mineral processing, N° 67, 2002, p. 1-15.

[14] Numata, Y., Takahashi, K., Liang, R., y Wakamatsu, T. “ Adsortion of 2-mercaptobenzothiazole onto pyrite”. International Journal of Mineral Processing Nº 53, 1998, p. 75-86.

ANEXOS

Tabla A.1.-Concentración critica de iones CN^- para evitar la flotación de algunos minerales sulfurosos (Rogers, 1962)

Mineral	CN^- conc. (mol/liter)	pH range
Pyrite	4.0×10^{-6}	7–9
Chalcopyrite	1.6×10^{-5}	7–11
Marcasite	1.0×10^{-4}	8–10
Bosnite	2.5×10^{-4}	8.5–13
Tetrahedrite	8.0×10^{-4}	8.5–13
Covellite	1.4×10^{-3}	9–12
Chalcocite	7.0×10^{-3}	9–13

Tabla A.2.- Cambios en la concentración de oxigeno disuelto en la pulpa en diferentes etapas de la flotación de las menas de cobre. (1) MENA de calcosita-covelita sin pirita. (2)Mena de calcopirita con una ligera cantidad de pirita. (3) mena con alto contenido de pirita (mas de 70% de pirita)

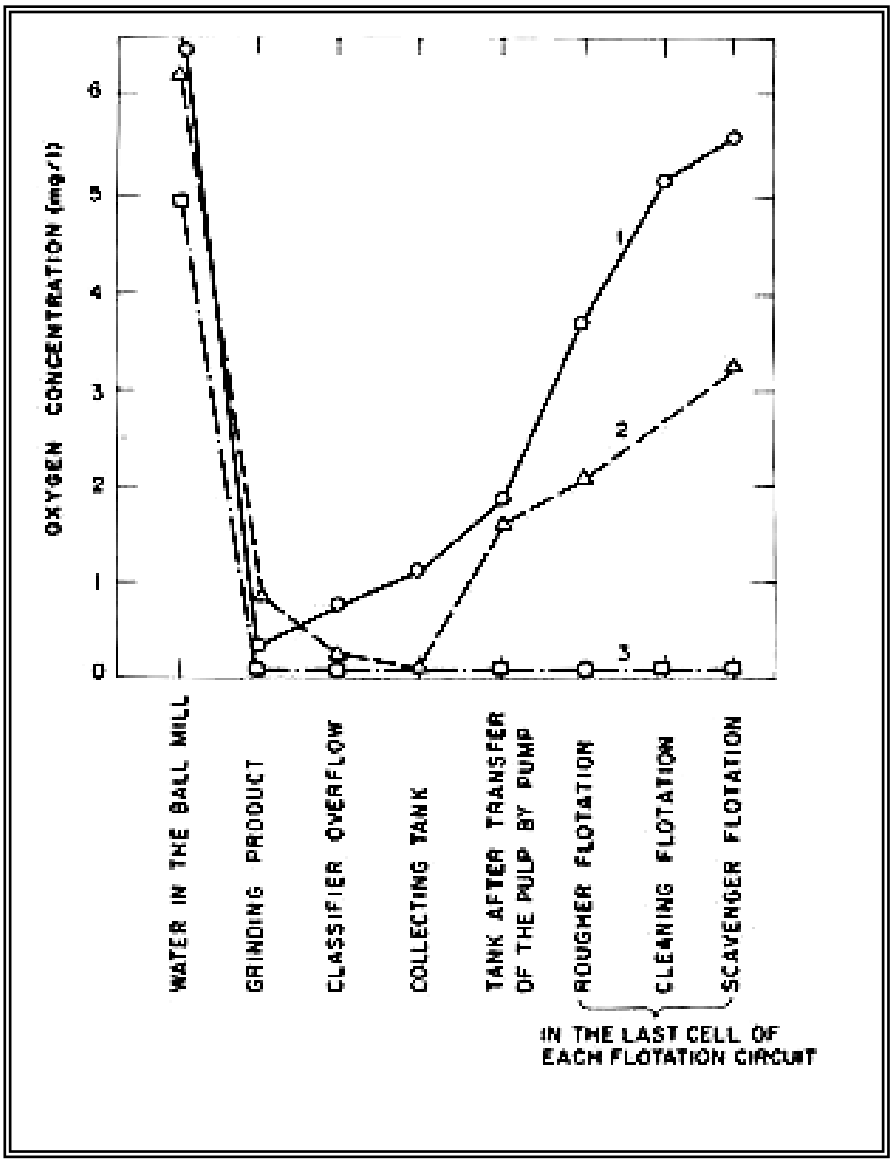


Tabla A.3.-Variación del tonelaje del concentrado rouguer

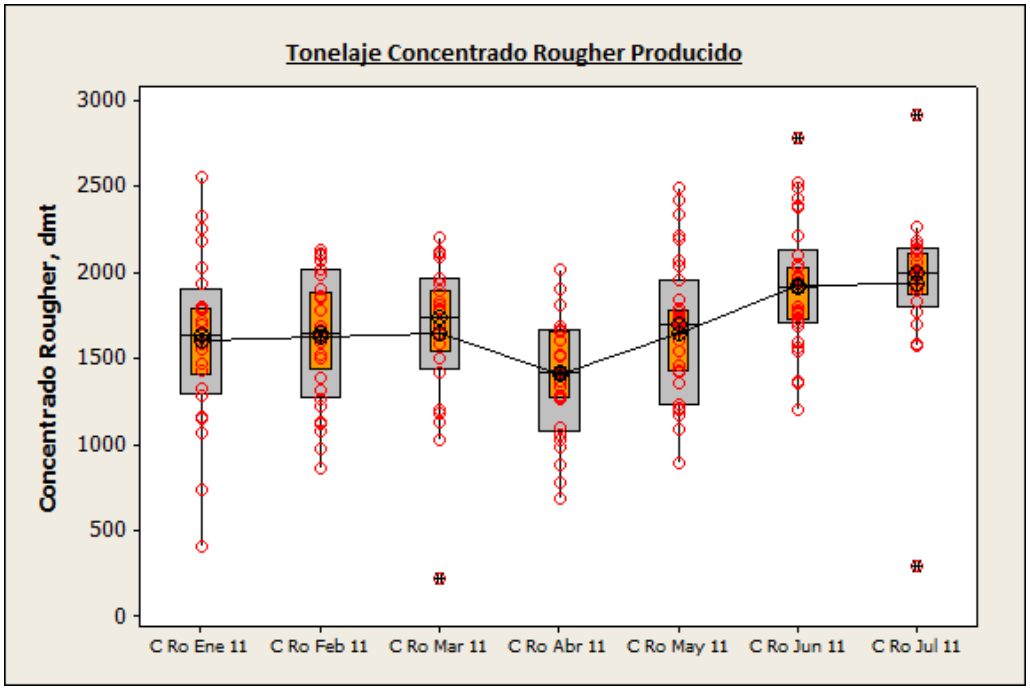


Tabla A.4.-Variación del tonelaje del Relave CST

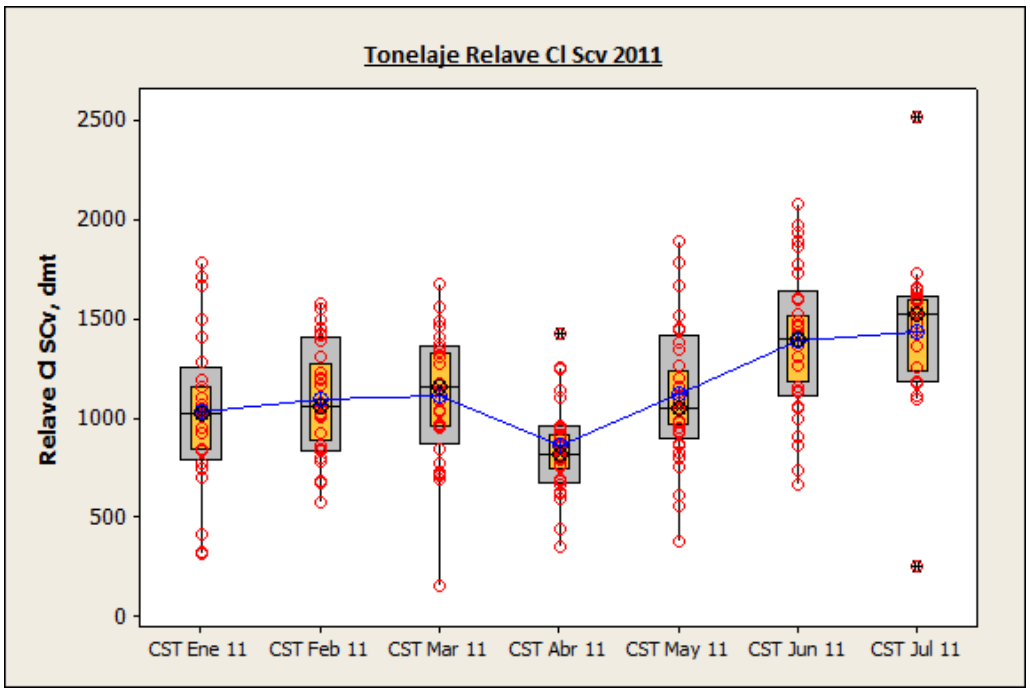


Tabla A.5.-Variación de la recuperación de oro en las limpiezas

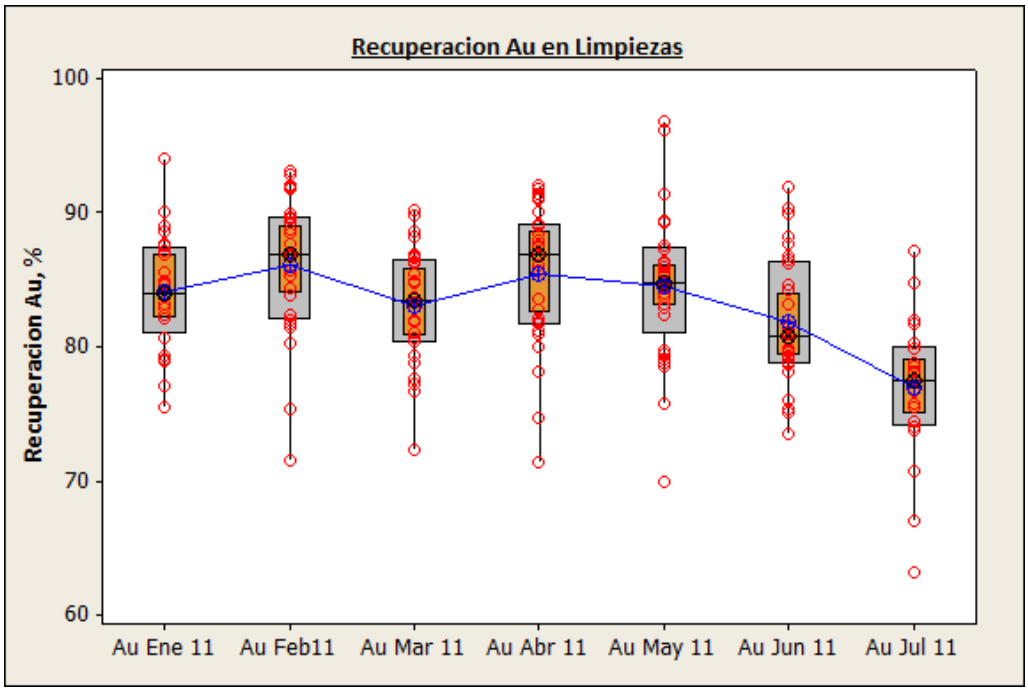


Tabla A.6.-Formato de seguimiento de parámetros planta

Description		Acumulado diario	Forecast acumulado	Cumpliminento %	Diferencia
PROCESSING					
Total Processing					
- Tons crushed/Milled	kt	230.683	226.43	101.9	(4.3)
- Sulphide grade - Au	g/t	0.99	1.40	--	
- Sulphide recovery - Au	%	63.83	65.40	--	1.6
- Sulphide grade - Cu	%	0.67	0.77	--	
- Sulphide recovery - Cu	%	82.88	85.00	--	2.1
- Concentrate (theoretical/balance)	dmt	5888.57	7024.62	83.8	1,136.0
- Gold Grade	g/t	24.84	29.46	--	
- Copper Grade	%	21.80	21.00	--	
- Concentrate produced (filtrated)	dmt	5815.70	7024.62	82.8	1,208.9
- Gold contained in concentrate produced	oz	4629.36	6652.92	69.6	2,023.6
- Copper contained in concentrate produced	t	1270.22	1475.17	86.1	204.9
- Metals Contained in Concentrate Produced	Eqoz	10379.49	13140.43	79.0	2,760.9

	GRANULOMETRÍA - P80			CONCENTRADO
	MOLIENDA	REMOLIENDA	CONC. ROUGHER	% HUM
GUARDIA A	133	51	81	8.3
GUARDIA B	158	55	91	7.3

Tanque 30	
% Nivel	43.00
% Solidos	65.0

INVENTARIO DE CONCENTRADO EN PLANTA		
STOCK ESPESADOR CONCENTRADO	116.62	TMS
STOCK TK-30	286.28	TMS

TONELAJE EFECTIVO			
06/11/2011	GA	GB	TOTAL
TMS	10178.6	9992.8	20171.36
HORAS	12.0	12.0	24.00
TMS / h	848.2	832.7	840.5
ACUMULADO A LA FECHA			230,683
ACUMULADO A LA FECHA TMSH			815.48

Stock domo al 07-11-11 7:00 a.m. 1,353.37 wmt

A.1 Glosario.

Calcopirita (cpy).-Sulfuro de cobre primario cuya fórmula química es CuFeS2.

Pirita (py).- Sulfuro de fierro primario cuya fórmula química es FeS2.

Calcosita (cc).-Sulfuro de cobre que puede considerarse primario o secundario de acuerdo al tipo de yacimiento su formula química es Cu2S.

Bornita (bn).-Sulfuro de cobre secundario cuya fórmula química es Cu5FeS4.

Covelita(cv).- Sulfuro de cobre secundario cuya fórmula química es CuS.

Mineral.- Compuesto Natural inorgánico y homogéneo con propiedades físicas y químicas definidas y constantes, y con estructura interna cristalina.

Peso especifico relativo.-Peso de una sustancia en relación al peso de un volumen idéntico de agua coincide con la densidad.

Especie mineralógica.- unidad fundamental de la clasificación de los minerales. Constituye especies un mineral de composición química y de estructura cristalina definida y diferente de la de las restantes especies.

Dureza.- Mayor o menor resistencia que presenta la superficie sin alterar de un mineral a ser rayada se mide con la escala ideada hace 150 años por el alemán F. Mohs (1773-1839) que comprende diez grados de dureza, desde el 1 o mineral más blando, como el talco, al 10, o el mineral más duro, como el diamante.

Yacimiento: conjunto de rocas de la corteza terrestre donde se han concentrado ciertos minerales cuya extracción es rentable económicamente. Se distinguen los yacimientos

primarios, si los minerales se han formado al mismo tiempo que la roca que los contiene, y secundarios, si se han formado posteriormente.

Recuperación.- Es la razón en porcentage entre la cantidad de metal valioso en el concentrado final y la cantidad del metal en la cabeza.

Grado.- Es la ley del metal valioso en porcentage contenido en el concentrado final o producto final.

Cabeza.- Es el porcentage del metal valioso contenido en el mineral alimentado al proceso.

Rougher.- Primera etapa de la flotación, en esta etapa se utiliza la mayor cantidad de reactivos y aire para recuperar la mayor cantidad de metal valioso.

Scavengher.- Etapa de la flotación donde se recupera los ultimos valores de metal, despues de esta etapa el marterial se va al relave.

Relave.- Material rechazado del proceso, cuya contenido de metal valioso es minimo el cual no se pudo recuparar, su disposición final se da en la cancha de relaves.

Hidrofobico.- Propiedad superficial de una particula el cual puede ser adquirida por la interacción con un reactivo, el cual permite al adhesion a la burbuja de aire para su posterior recuperación. Esta propiedad permite que la particula no se moje al acontacto con el agua.

Hidrofilico.- .- Propiedad superficial de una particula el cual puede ser adquirida por la interacción con un reactivo, permitiendo la mojabilidad de la particula impidiendo su adhesión a la burbuja. Esta propiedad permite la mojabilidad de la particula.