

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAISO
FACULTAD DE INGENIERIA
ESCUELA DE INGENIERIA QUIMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO
CIVIL EN METALURGIA EXTRACTIVA

CARACTERIZACIÓN DE UN MINERAL OXIDADO – SECTOR VETA BLANCA

El Soldado – Angloamerican Chile

Carolina Macarena Carvajal Gutiérrez

Profesor Guía:
Horacio Aros Meneses

2012

A mi familia: Mamá, Hermana y Hermano.

Agradecimientos

A mi familia por su apoyo incondicional durante la realización de esta memoria de título.

A AngloAmerican, por permitir integrarme a la compañía a través del programa de Becas de excelencia académica y fomentar mi desarrollo profesional.

A la división El Soldado, en especial a los ingenieros Nelson Iglesias, Ricardo Meneses, Luis Bahamondez y Cecilia Arrué por el apoyo técnico-metalúrgico brindado.

Al personal de laboratorio y a los integrantes de la Planta de óxidos, que sin lugar a duda este trabajo no se hubiese llevado a cabo sin su participación constante.

A todos aquellos, infinitas gracias.

Carolina Carvajal G.

RESUMEN

El presente trabajo de tesis fue desarrollado en la División El Soldado – Angloamerican Chile, específicamente en las instalaciones de la planta de óxidos de la división.

El objetivo general corresponde a la optimización del proceso de lixiviación mediante la caracterización del sector de producción Veta Blanca. Para alcanzar este objetivo, se caracterizó el mineral de forma química, mineralógica, física y metalúrgica mediante un set de pruebas que permitieron predecir el beneficio de recuperación a través del estudio de comportamiento cinético del sector.

Cada caracterización fue llevada a cabo de forma secuencial, comenzando con la caracterización, mineralógica, química, física y posterior metalúrgica. Esta última llevada a escala piloto en el laboratorio de óxidos, admitió el desarrollo de pruebas de carga de columnas, simulando una parte unitaria de la pila de lixiviación.

Los resultados obtenidos concluyen principalmente en disminuir la tasa de aglomeración a 16 [kg/t] de ácido debido a que al adicionar menos ácido, se evita la reacción de la ganga reactiva y solamente coexisten los H^+ necesarios para mantener en el sistema iones férricos disponibles para la lixiviación de cobre.

Incrementar la tasa de riego a 35[l/m²h] para beneficiar la disolución del cobre oxidado presente en el mineral.

Aumentar la altura de las pilas incrementando su tasa de riego de manera proporcional, lo que permite un beneficio en términos de mayor tratamiento sin comprometer extracción de cobre.

Y por último, adicionar NaCl durante la etapa de aglomeración para incrementar la recuperación de cobre no soluble contenido en el mineral. Este efecto lleva consigo además condiciones que favorecen la recuperación metalúrgica de cobre oxidado.

Contenidos

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

1.	INTRODUCCIÓN	13
1.1.	Objetivos	14
1.1.1.	Objetivo.....	14
1.1.2.	Objetivos específicos	14
1.2.	Problema Abordado	15
1.3.	Descripción de la empresa	15

CAPÍTULO II: DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

2.	DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN	18
2.1.	Antecedentes teóricos	18
2.2.	Hidrometalurgia	22
2.3.	Antecedentes Generales	27

CAPÍTULO III: DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS DE PROCESO

3.	DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS DE PROCESO	31
3.1.	Definición del proceso actual.....	31
3.2.	Análisis servicio asesor CIMM- Tys	33
3.2.1.	Análisis.....	33
3.2.2.	Discusión.....	34

CAPÍTULO IV: CARACTERIZACIÓN VETA BLANCA

4.	CARACTERIZACIÓN VETA BLANCA.....	39
4.1.	Preparación mecánica de muestras	40
4.2.	Caracterización Mineralógica	43
4.3.	Caracterización Química.....	46
4.4.	Caracterización Física.....	47
4.5.	Caracterización Metalúrgica [5, 6, 7, 8].....	48

4.5.1.Prueba isopH.....	50
4.5.2.Prueba barrido.....	51
4.5.3.Operación en columnas.....	52

CAPÍTULO V: RESULTADOS

5. RESULTADOS.....	61
5.1. Caracterización de Ripios	61
5.2. Resultados Columnas.....	64
5.3. Efectos en columnas	67

CAPÍTULO VI: EVALUACIÓN ECONÓMICA

6. Evaluación Económica.....	76
------------------------------	----

CAPÍTULO VII: CONCLUSIONES

7. Conclusiones	79
-----------------------	----

ANEXOS A:

PROTOCOLOS DE OPERACIÓN.....	89
CARACTERIZACIÓN METALÚRGICA [11].....	89
1.CONSUMO DE ÁCIDO.....	89
2.BARRIDO DE CURADO	91
3.OPERACIÓN EN COLUMNAS.....	93
CARACTERIZACIÓN FÍSICA [11]	97
1.HUMEDAD NATURAL	97
2.DENSIDAD APARENTE	97
3.PESO ESPECÍFICO	98

ANEXO B:

GRÁFICOS COLUMNAS EL SOLDADO 100

ANEXO C:

FORMULARIO 104

ANEXO D:

HOJAS DE CÁLCULOS 105

ÍNDICE DE FIGURAS

CAPÍTULO I: INTRODUCCIÓN

Figura 1.1: Proceso Productivo El Soldado.....	16
------------------------------------------------	----

CAPÍTULO II: DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

Figura 2.1: Esquema de una reacción de lixiviación con disolución completa de mineral	19
Figura 2.2: Esquema de una reacción de lixiviación con capa porosa	20
Figura 2.3: Esquema típico de un yacimiento porfídico de cobre	22

CAPÍTULO III: DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS DEL PROCESO

Figura 3.1: Diagrama de proceso lixiviación Planta de óxidos	31
Figura 3.2: Cinética de lixiviación. Evaluación altura	34
Figura 3.3: Cinética de lixiviación. Evaluación tasas de riego	35
Figura 3.4 : Cinética de lixiviación. Evaluación ácido en curado	36
Figura 3.5: Cinética de lixiviación evaluación tiempo de curado	37

CAPÍTULO IV: CARACTERIZACIÓN VETA BLANCA

Figura 4.1: Esquema Conceptual de Caracterización	39
Figura 4.2: Compósito general de muestras	40
Figura 4.3: Metodología de preparación de muestras	41
Figura 4.4: Traspaleo de muestra	42
Figura 4.5: Cuarteo de muestra	42
Figura 4.6: Reducción de muestra	42
Figura 4.7: Mineralogía muestra cabeza	44
Figura 4.8: Análisis mineralógico según especie Cu	44
Figura 4.9: Análisis mineralógico según especie Fe	45
Figura 4.10: Perfil granulométrico	49
Figura 4.11: Análisis químico por malla en base a pesos ponderados	49

Figura 4.12: Pruebas isopH - compósitos M1 y M2	50
Figura 4.13: Prueba Barrido de curado planta PROMINING	51
Figura 4.14: Instalación columnas de Lixiviación	54
Figura 4.15: Estanque de solución ILS y refino	55
Figura 4.16: Control de tasa de riego	57
Figura 4.17: Movimiento solución de descarga	58
Figura 4.18: Secado y disgregación de ripios	59

CAPÍTULO V: RESULTADOS

Figura 5.1: Granulometrías por mallas 1A	62
Figura 5.2: Granulometrías por mallas 1B	62
Figura 5.3: Granulometrías por mallas 2A	62
Figura 5.4: Granulometrías por mallas 2B	62
Figura 5.5: Granulometrías por mallas 3A	62
Figura 5.6: Granulometrías por mallas 3B	62
Figura 5.7: Granulometrías por mallas 4A	63
Figura 5.8: Granulometrías por mallas 4B	63
Figura 5.9: Granulometrías por mallas 5A	63
Figura 5.10: Granulometrías por mallas 5B	63
Figura 5.11: Recuperación vs. Razón de lixiviación	67
Figura 5.12: Cinética de lixiviación	67
Figura 5.13: Consumo de ácido neto	67
Figura 5.14: Cinética de lixiviación	69
Figura 5.15: Recuperación vs. Razón de lixiviación	69
Figura 5.16: Consumo de ácido neto	69
Figura 5.17: Cinética de lixiviación	71
Figura 5.18: Recuperación vs. Razón de lixiviación	71
Figura 5.19: Consumo de ácido neto	71
Figura 5.20: Cinética de lixiviación	73
Figura 5.21: Recuperación vs. Razón de lixiviación	73
Figura 5.22: Consumo de ácido neto	73

ANEXO B: GRÁFICOS COLUMNAS EL SOLDADO

Figura B.1: Cinética de lixiviación de CuT	100
Figura B.2: Cinética de Cu en función de la razón de lixiviación	100
Figura B.3: Cinética de lixiviación de Cu lixiviable	101
Figura B.4: Cinética de Cu lixiviable en función de la razón de lixiviación	101
Figura B.5: Consumo de ácido neto durante ciclo de lixiviación	102
Figura B.6: Consumo de ácido neto por kg de Cu lixiviado	102
Figura B.7: Recuperación de Cu lixiviable en función del consumo de ácido	103
Figura B.8: Recuperación de Cu lixiviable en función del consumo de ácido por kg de Cu lixiviado	103

ANEXO D: HOJAS DE CÁLCULOS

Figura D.1: Prueba isopH muestra n°1	105
Figura D.2: Prueba isopH muestra n°2	106
Figura D.3: Prueba barrido de curado en planta Promining	107
Figura D.4:Columna 1A	108
Figura D.5:Columna 1B	109
Figura D.6:Columna 2A	110
Figura D.7:Columna 2B	111
Figura D.8:Columna 3A	112
Figura D.9:Columna 3B	113
Figura D.10:Columna 4A	114
Figura D.11:Columna 4B	115
Figura D.12:Columna 5A	116
Figura D.13:Columna 5B	117

ÍNDICE DE TABLAS

CAPÍTULO II: DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

Tabla 2.1: Velocidades de disolución según especies mineralógicas de cobre	23
----------------------------------------------------------------------------------	----

CAPÍTULO III: DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS DEL PROCESO

Tabla 3.1: Parámetros evaluados por CIMM-Tys	33
----------------------------------------------------	----

CAPÍTULO IV: CARACTERIZACIÓN VETA BLANCA

Tabla 4.1: Reconciliación química de muestra cabeza	43
Tabla 4.2: Análisis químico muestra cabeza	46
Tabla 4.3: Granulometría muestra cabeza	48
Tabla 4.4: Diseño de experimentos	52
Tabla 4.5: Condiciones de prueba	53

CAPÍTULO V: RESULTADOS

Tabla 5.1: Análisis químico de ripios por columna	61
Tabla 5.2: Cabeza y ripios analizados	64
Tabla 5.3: Recuperaciones y extracciones sin ajuste de cabeza	65
Tabla 5.4: Recuperaciones y extracciones con ajuste de cabeza	66

CAPÍTULO VI: EVALUACIÓN ECONÓMICA

Tabla 6.1: Tasa de riego ILS -Evaluación económica	76
Tabla 6.2: NaCl en etapa de aglomeración -Evaluación económica	76
Tabla 6.3: Dosis de ácido en etapa de aglomeración -Evaluación económica	77
Tabla 6.4: Altura de pila -Evaluación económica	77

CAPÍTULO I

Introducción

1. INTRODUCCIÓN

Junto con los antecedentes geológicos, las pruebas metalúrgicas son una de las principales fuentes de información para los análisis conceptuales de proyecto. Se formulan por series completas de ensayos para los diferentes tipos de minerales presentes en el yacimiento. Por sí solas, son la principal fuente de datos para tomar decisiones que conducen a las estrategias de tratamiento y las recuperaciones metalúrgicas y los consumos asociados a ellas que son los temas más incidentes en las posibilidades de éxito económico de una planta.

El estudio de caracterización constituyen los antecedentes básicos para planificar las pruebas experimentales que permitirán definir las condiciones operacionales del proceso. Como resultado de la evaluación metalúrgica se puede obtener información relacionada con:

- Cinética de lixiviación.
- Disolución de impurezas.
- Granulometría del mineral.
- Consumo de ácido.
- Flujos específicos.
- Definir la necesidad de recursos hidrológicos.
- Ciclos de lixiviación.

1.1. Objetivos

1.1.1. Objetivo

Presentar mejores condiciones operacionales del proceso de lixiviación en pilas mediante la caracterización y evaluación de los estados propuestas como adelanto con el fin de maximizar los KPI's de proceso haciéndolo atractivo para el negocio.

1.1.2. Objetivos específicos

1. Mostrar proceso de lixiviación en una planta de óxidos.
2. Analizar y discutir resultados obtenidos por un servicio asesor (CIMM-tys)
3. Definir metodologías de trabajo para caracterización de un mineral
4. Realizar pruebas de lixiviación columnar.
5. Obtener resultados y preparar los balances correspondientes al proceso de lixiviación.
6. Obtener y Ajustar cinética actual de planta junto a las alternativas propuestas como mejoramiento.
7. Estimar alternativas económicas atractivas para el negocio.

1.2. Problema Abordado

Dado el precio elevado de Cu y esto complementado con la demanda del commodity hacen necesario optimizar los procesos con el fin de dar cumplimiento a esta demanda.

Con metas más elevadas de Producción de cobre refinado acompañado del tratamiento de un mineral nuevo en el sector de extracción: VETA BLANCA, se hace necesaria la caracterización de éste mediante el área metalúrgica en conjunto con operaciones con el fin de evaluar alternativas de mejoramiento del proceso.

Una vez caracterizado el mineral, se puede extraer una cinética de lixiviación nueva del sector de producción junto a otras alternativas que sugieren rentabilidad de negocio, las cuales representan el comportamiento de la planta ayudando al metalurgista y al jefe de operaciones a direccionar el proceso de forma optimizante.

1.3. Descripción de la empresa

Se encuentra ubicada en la V Región, en la comuna de Nogales, a 132 kilómetros de Santiago y a 600 metros sobre el nivel del mar. Comprende una mina a rajo abierto y otra subterránea, plantas de chancado e instalaciones para el tratamiento de minerales oxidados y sulfurados.

En 2011 produjo 46.904 toneladas de cobre, entre cátodos de alta pureza y cobre contenido en concentrado. Posee reservas de 196 millones de toneladas con leyes de cobre correspondientes a 0,84%. Se proyecta la vida útil del yacimiento hasta el año 2035.

La División El Soldado tiene una dotación aproximada de 1.400 trabajadores, entre personal propio y contratistas de operación y proyectos.

Diagrama de Proceso Productivo El Soldado

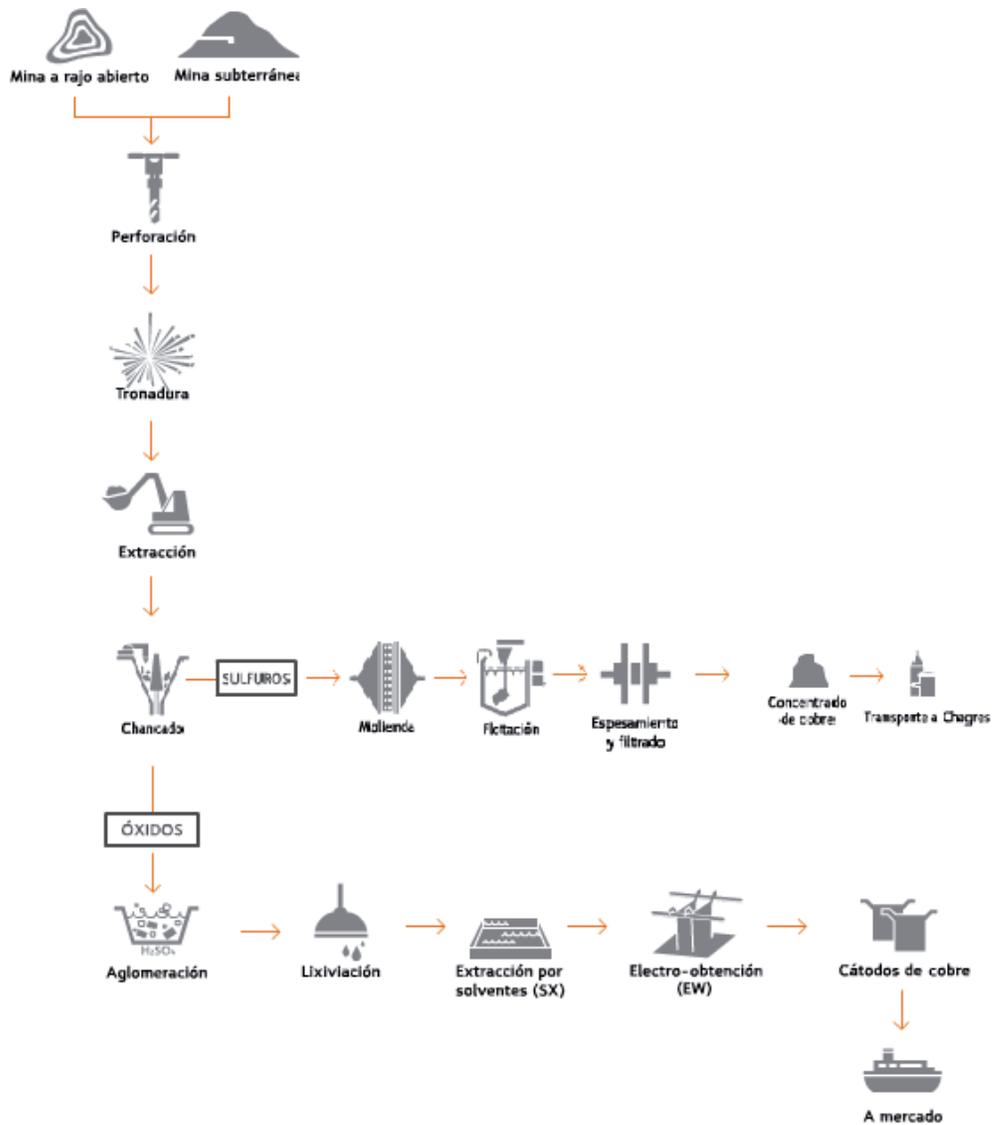


Figura 1.1: Proceso Productivo El Soldado.

Descripción del proceso de Lixiviación

2. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO DE LIXIVIACIÓN

2.1. Antecedentes teóricos

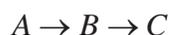
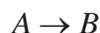
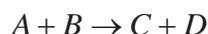
2.1.1. Cinética de las reacciones

El hecho de que una reacción sea termodinámicamente posible ($\Delta G < 0$), no es suficiente para predecir si la reacción va a pasar en una escala de tiempo razonable. Eso depende de la cinética de la reacción. Este factor es muy importante para la concepción y la evaluación de la rentabilidad económica de todos los procesos hidrometalúrgicos. También en las plantas en operación, optimizar la cinética resulta generalmente en un mejoramiento del proceso.

De esta forma, los productos finales de una operación hidrometalúrgica van a estar condicionados generalmente por condiciones de tipo cinético.

2.1.2. Velocidad de reacción

En general, las reacciones químicas se pueden escribir:



La velocidad de una reacción (v) es el número de moles transformados por unidad de tiempo del componente i involucrado en la reacción química:

$$\frac{\partial N_i}{\partial t}$$

2.1.3. Etapas de una reacción

En general, los sistemas hidrometalúrgicos están caracterizados por sistemas heterogéneos, es decir, sus reacciones tienen lugar en una interfase en la cual ocurre transferencia de materia de una fase a la otra.

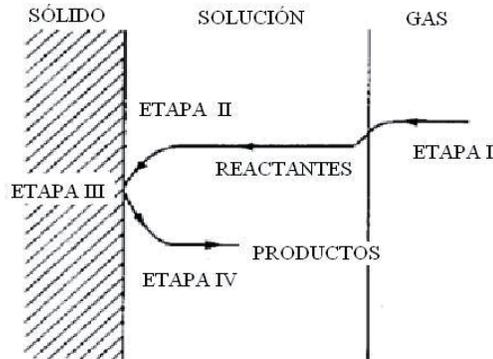


Figura 2.1: Esquema de una reacción de lixiviación con disolución completa de mineral.

Las reacciones heterogéneas son controladas por la velocidad de la reacción química propiamente tal o por la transferencia de masa de los diversos reactivos hacia la superficie de contacto de los dos fases. En la figura 2.1 se muestra un modelo simplificado de lixiviación, con disolución completa del mineral.

Las etapas principales de una reacción son:

- Transporte de masa de los reactivos gaseosos a través de la interfase gas – líquido y posterior disolución (cuando es el caso).
- Transporte de masa de los reactivos a través de la capa límite solución – sólido, hacia la superficie del sólido.
- Reacción química o electroquímica en la superficie del sólido, incluyendo adsorción y desorción en la superficie del sólido y/o a través de la doble capa electroquímica.
- Transporte de masa de las especies producidas a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

La etapa controlante de una reacción es la de velocidad más lenta. El control de la reacción global puede ser:

- Por transporte de masa (etapa 1, 2 o 4)
- Por reacción química (etapa 3)
- Mixto

En la figura se muestra un modelo simplificado de lixiviación, con formación de una capa de residuo poroso. Este caso es tal vez el más frecuente en lixiviación. La reacción de disolución de las especies sulfuradas de cobre con iones férricos, corresponde a este caso. La lixiviación de minerales de baja ley, en las que el material estéril o ganga constituye la fracción mayoritaria, pueden considerarse también en ese grupo. La “capa” que se forma representa el estéril del mineral, mientras la disolución se propaga hacia el interior de la partícula.

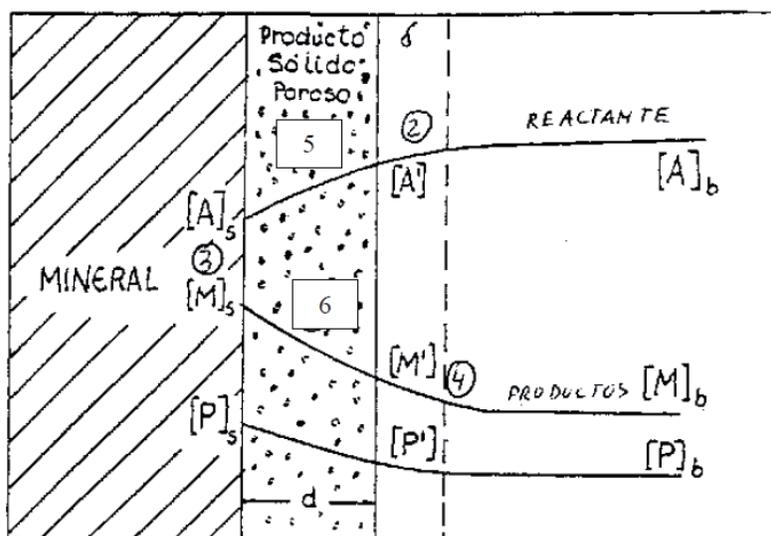
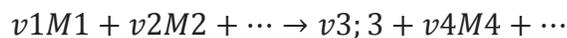


Figura 2.2: Esquema de una reacción de lixiviación con capa porosa

2.1.4. Modelización de la cinética

La ecuación general utilizada para describir la cinética de una reacción es:



$$v_1 = kC_1^{n_1} * C_2^{n_2} * \dots$$

C_i : concentración de los reactantes i

k : constante de velocidad

n : orden de la reacción

La velocidad de cualquier reacción es proporcional a la concentración del reactante elevado al orden de la reacción. Esta expresión puede ser integrada para mostrar la evolución de la concentración con el tiempo para una cierta constante de velocidad y un cierto orden de la reacción. [1]

2.2. Hidrometalurgia

2.2.1. Lixiviación

La lixiviación corresponde a una etapa de disolución selectiva de los metales, presentes en las especies mineralógicas de cualquier naturaleza, desde los sólidos que los contienen mediante una solución disolvente acuosa.

2.2.2. Formación de Yacimientos

De acuerdo a las disciplinas que estudia la Geología, existen numerosos fenómenos que explican la formación y transformación de los yacimientos minerales, hasta el momento de alcanzar la madurez económica para su explotación. Chile presenta yacimientos del tipo pórfido cuprífero, el cual ha sido sometido a una intensa transformación producida por fenómenos de óxido-reducción.

También contribuyen a estas transformaciones otros fenómenos de meteorización y oxidación, en condiciones más cercanas al ambiente atmosférico, particularmente el yacimiento que está más cercano a la superficie. La alteración que producen los diversos niveles de agua, las sales que en ella se disuelven junto a sus contenidos de oxígeno disuelto dan origen a la situación general que se describe en la figura.

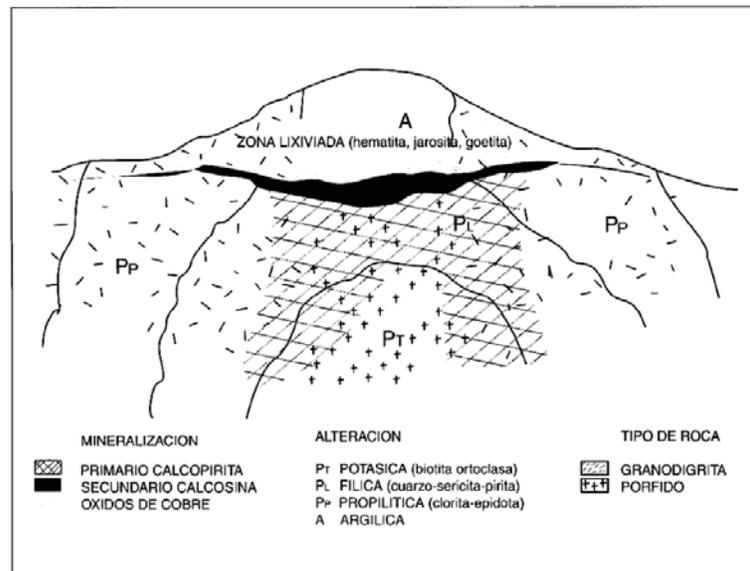


Figura 2.3: Esquema típico de un yacimiento porfídico de cobre.

2.2.3. Influencia de las especies mineralógicas en la lixiviación

Desde el punto de vista de la velocidad de disolución, cualitativamente se aprecian grandes diferencias entre las especies minerales procedentes de cada zona del yacimiento. Así, se pueden agrupar en 5 categorías según su cinética relativa:

<i>Cinética relativa</i>	<i>Tiempo de referencia</i>	<i>Especies mineralógicas</i>
Muy rápida	Segundos a minutos disolución completa	Carbonatos, sulfatos y cloruros
Rápida	Horas disolución completa	Óxidos cúpricos y silicatos
Moderada	Días a semanas disolución puede no ser completa	Cobre nativo, oxidos cuprosos y algunos silicatos.
Lenta	Semanas a meses disolución puede ser completa	Sulfuros simples
Muy lenta	Años	Sulfuros

Tabla 2.1: Velocidades de disolución según especies mineralógicas de cobre.

Las velocidades relativas de disolución de las distintas especies minerales de cobre están directamente relacionadas con el número de electrones que se necesita remover para hacer soluble a cada una de esas especies.

2.2.4. Influencia de la ganga en la lixiviación

La influencia de la ganga sobre el proceso de lixiviación de minerales de cobre puede manifestarse principalmente a través del grado de consumo de ácido, de la cinética de disolución, y del grado de penetración de las partículas.

Las menas de cobre hospedadas en roca basáltica y diabasa del tipo plagioclasas presentan un consumo de ácido más bien alto.

La influencia de la ganga a nivel de penetración de los poros se observa cuando el cobre se lixivia sólo hasta cierto límite, donde se ve un contorno o “rim” en forma de anillo. Esto ocurre cuando la ganga va consumiendo el reactivo, sea este el H^+ o bien H^+ y Fe^{3+}

Si observamos un diagrama pH-Eh del hierro y el cobre, se observa que si bien el Fe^{3+} presenta un campo limitado de estabilidad, el del Fe^{2+} es mucho más amplio, incluso mayor que el del Cu^{2+} . Entonces, al penetrar la solución, el reactivo se va consumiendo tanto con las especies de hierro como con las de cobre, pero a medida que progresa la reacción hacia el interior comienza a subir el pH y a bajar el Eh. Con esto se desestabiliza el Fe^{3+} , el cobre deja de reaccionar, pero el Fe^{2+} continúa estable y siguen disolviéndose las especies de hierro restantes hacia el interior de las partículas.

2.2.5. Geoquímica del ácido

Si se considera la adición de una solución lixivante en la parte superior de una pila de mineral, se puede ver que inicialmente esta solución se presenta en condiciones de Eh-pH correspondientes, dentro del campo de estabilidad del ion Cu^{2+} . Sin embargo, si el mineral presenta una ganga reactiva a medida que comienza la lixiviación en un frente descendente, el ácido se va consumiendo. Lo mismo ocurre si la altura de lecho de mineral es mayor, en estos casos, se tiene un frente de reacción que impone un sentido negativo del valor de Eh y aumento de pH. Si la velocidad de la reacción solución con el mineral y la ganga es mayor que la velocidad de reposición del ácido, se puede llegar a perder la totalidad de los iones férrico y a consumir la totalidad de los iones hidrógeno disponibles para la lixiviación.

Si el frente ácido se produce más bien arriba en el lecho del mineral, la baja solubilidad del cobre en las soluciones neutralizadas por la ganga puede conducir a una precipitación de todo el cobre disuelto en la parte superior. Sólo si la neutralización se produce en la parte inferior del lecho, puede ocurrir que el cobre disuelto no alcance a precipitarse.

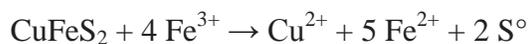
Resulta claro entonces, lo indispensable que es la uniformidad del riego a lo largo del camino de lixiviación, sin embargo para lograr este equitativo ambiente de acidez se debería obligatoriamente adicionar exceso de ácido en la entrada con el riego de un mayor consumo. Para esto, se ideó incorporar una etapa de pretratamiento con ácido con el fin que éste reaccione sobre todas y cada una de las partículas, logrando una acción de transformación de las especies próximas a la superficie, normalmente en sulfato de cobre. Con este método se logra también inhibir la disolución de algunas especies indeseables de la ganga como el aluminio y la sílice.

Cuando, una vez armada la pila, se aplican las soluciones de lixiviación, éstas encuentran la trayectoria acidulada y en muchos casos sin consumir una mayor cantidad de ácido, se limitan a disolver el sulfato de cobre ya producido. Este pre-tratamiento recibe el nombre de “**curado ácido**”.[2]

2.2.6. Efecto ión cloruro

La lixiviación en medio cloruro hace uso del hecho que en tal medio el ion cuproso es estable, generando un ciclo redox virtuoso equivalente al de la biolixiviación.

Las reacciones que ocurren al disolver los minerales sulfurados con ion férrico pueden ser descritas por:



Estas reacciones son las más importantes en la lixiviación de minerales sulfurados de cobre, ya que muestran que es la oxidación del azufre contenido en los sulfuros lo que permite que el cobre sea liberado en forma de catión.

El ion cloruro tiene dos efectos en la lixiviación, muy diferentes entre sí, pero igualmente importantes. Primero, genera aparentemente una estructura criptocristalina de azufre, producida por la reacción de los sulfuros, reacciones anteriormente dispuestas a diferencia de lo que ocurre en medio sulfato, esta capa de azufre mejora la transferencia de iones férricos y generación de iones de cobre y ferrosos, los cuales son el producto de reacción.

El segundo efecto del ion cloruro es que incrementa la velocidad de oxidación del ion ferroso a férrico, la cual favorece la oxidación de sulfuros de cobre

2.3. Antecedentes Generales

2.3.1. Métodos de lixiviación

Los procesos de lixiviación se pueden efectuar en los siguientes tipos de procesos:

- Lixiviación in-situ (o en el lugar)
- Lixiviación en Botaderos
- Lixiviación en Pilas
- Lixiviación en Bateas Inundadas
- Lixiviación por agitación

2.3.2. Lixiviación en pilas

El mineral procedente de la explotación, a cielo abierto o subterránea, debe ser ligeramente preparado en una planta de chancado y/o aglomeración, para conseguir una granulometría controlada que permita un buen coeficiente de permeabilidad.

Una vez preparado el mineral, se coloca en montones de sección trapezoidal y altura calculada para proceder a su riego con la solución lixivante. A través de toda la pila, se recolectan los líquidos enriquecidos (solución rica) que se llevan a la planta de proceso de recuperación de la sustancia mineral (sal o metal).

Las aguas sobrantes del proceso vuelven a ser acondicionadas para ser recicladas hacia las pilas. También en algunos casos es preciso añadir agua nueva, para reponer las fuertes pérdidas de evaporación del circuito.

Se denomina cancha de lixiviación a la superficie de apoyo de la pila donde se coloca la impermeabilización. Cuando la cancha es recuperada para reutilizarla con un nuevo mineral se trata de lixiviación en PILAS DINAMICAS, mientras que si el terreno no es recuperado y, por lo tanto, el mineral agotado queda en el depósito como nueva base para otra pila, se está en la lixiviación en PILAS ESTATICAS o PERMANENTES.

La solución rica (P.L.S. : pregnant leach solution) es generalmente impura y diluida y deberá ser purificada y concentrada antes de recuperar el metal. En la hidrometalurgia del cobre, eso se realiza mediante la extracción por solvente seguida por la electro-depositación del cobre.

Riego de la pila

El riego de las pilas se puede realizar fundamentalmente por dos procedimientos: por aspersión o por distribución de goteo, este último siendo recomendable en caso de escasez de líquidos y bajas temperaturas. En la industria, se utiliza generalmente una tasa de riego del orden de 10 – 20 [l/m²h] El riego tiene que ser homogéneo.

2.3.3. Operación de las pilas

Al inicio de la operación, se deben disponer como mínimo de dos pilas, comenzándose con el riego de la primera de ellas. En un principio se obtendrá una alta concentración de cobre en la solución, que irá descendiendo hasta un valor por debajo de la concentración media de diseño. En este momento se pone simultáneamente en operación la segunda pila, con dos sistemas posibles:

- a) Lixiviación de las dos pilas con obtención de una única solución rica final.

- b) Lixiviación de la primera pila con producción de solución intermedia (pobre), que se recicla a la segunda pila nueva en donde se obtiene la solución rica. Este segundo sistema se generalizó, ya que permite alargar el tiempo de lixiviación de las pilas y/o disminuir el caudal de solución rica y entonces el tamaño de la planta de SX.

Cuando la primera pila alcanza el valor mínimo económico, se procede al lavado con agua fresca y drenaje hasta el agotamiento, trasladándose esta solución al depósito o piscina de solución estéril para recirculación al sistema. Al mismo tiempo se pone en operación una nueva pila.

Según las disponibilidades de área, la pila agotada se puede cargar y transportar a un vertedero cercano (PILA DINAMICA o REMOVIBLE) o puede servir de base para la formación de una nueva pila (PILA PERMANENTE).[1]

Diagnóstico y Análisis de Proceso

3. DIAGNÓSTICO Y ANÁLISIS DE PROCESO

3.1. Definición del proceso actual

Lixiviación en pilas: Planta El Soldado

La carga de una nueva pila considera desde la toma del cargador de material aglomerado desde cancha, llenando el balde y depositando la carga de este sobre un territorio demarcado para la disposición del mineral. La carga no debe generar valles distanciados que signifiquen canalizaciones de riego ni acumulación de finos.

Sobre cada superficie se instala tuberías de riego con sus respectivos aspersores. Una vez transcurridas 8 horas de reposo del glómero, se debe poner en riesgo el sistema manteniendo una tasa de constante entre 25 y 30 [l/m²h.]

El riego dispone de 3 canaletas recolectoras. Una de colección general, una colectora de solución intermedia y otra colectora de solución rica. El circuito de soluciones funciona en contracorriente con el mineral fresco, es decir el mineral agotado es regado con solución refino para generar solución intermedia y desde éste se alimenta al mineral fresco generando solución rica que posteriormente va a la etapa de extracción por solventes. El ciclo de riego corresponde a 15 días distribuidos en forma: 7 días para el primer riego y 8 días para el segundo.

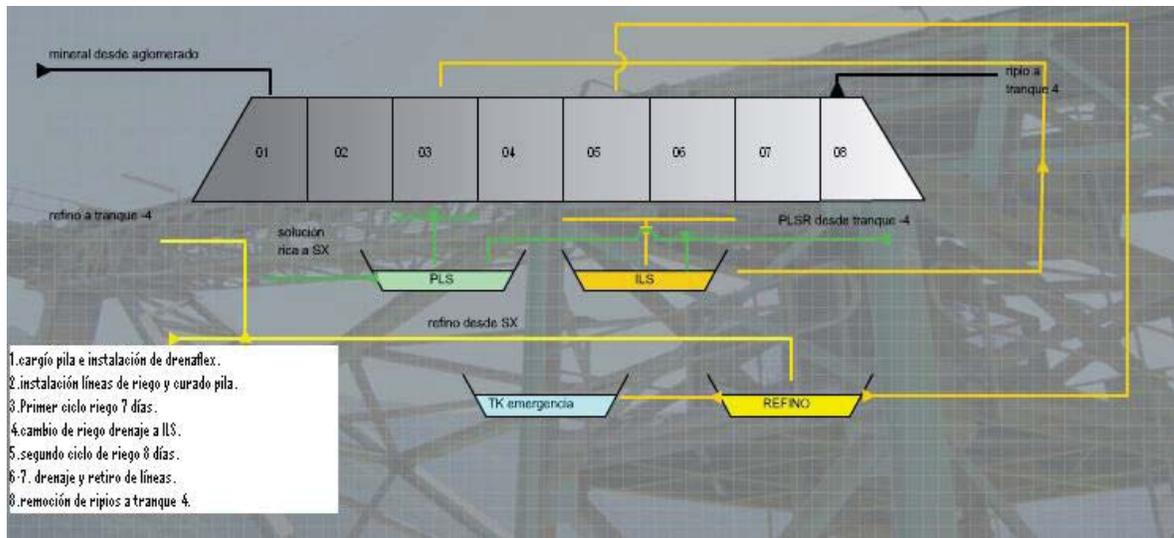


Figura 3.1: Diagrama de proceso lixiviación Planta de óxidos.

La solución de refino regada a las pilas que percola a través del lecho, es conducida hasta el canal de recolección y luego enviada por tuberías hasta la piscina de recolección de solución intermedia,

La solución intermedia regada en el primer ciclo percolada a través del mineral a la piscina de solución rica, según el tiempo del ciclo y concentración de cobre que contenga. La solución rica es posteriormente enviada a la planta de extracción por solventes a un flujo constante por lo general de $130[m^3/h]$.

Dada las características del mineral, respecto a la densidad aparente del aglomerado, la altura media de las pilas tratadas, el tiempo de lixiviación alcanzada por las soluciones de riego son del orden de $3 [m^3/t]$ de mineral lixiviado. Respecto a las soluciones de riego aplicadas a los dos ciclos de lixiviación, de acuerdo al consumo total de ácido del mineral beneficiado, que es del orden de $55 [kg]$ de ácido por tonelada de mineral, la concentración de ácido en la solución intermedia está en el rango de $15-21 [gpl]$ y la de solución de refino del orden de $10 -12 [gpl]$

El término del día de riego de una pila lo determina la concentración de cobre en el efluente. Si la concentración es menor que $1[gpl]$ la pila detiene su riego y se deja en drenaje durante 24 horas con el fin de permitir el escurrimiento de las soluciones remanentes desde el interior de la pila. [3]

3.2. Análisis servicio asesor CIMM -Tys

3.2.1. Análisis

El programa de pruebas para evaluar el comportamiento de un mineral determinado, se basa en la utilización de columnas unitarias. Para cada muestra de mineral, se efectúa una prueba de columna. Las condiciones operacionales son evaluadas según lo solicitado y considera cargar mineral a una altura determinada y a una tasa de riego preestablecida con el propósito dar mejores condiciones de proceso, incrementando la recuperación de cobre.

Durante los meses Enero – Febrero 2010 se tomaron muestras desde alimentación tambor aglomerador, correa CV-06, formando compósitos de aproximadamente 20 [kg] cada uno.

Los parámetros más atractivos a evaluar resultaron ser los siguientes:

<i>Test</i>	<i>Altura</i>	<i>Curado</i>	<i>Reposo</i>	<i>Tasa</i>		
	m	kg ácido/t	Refino kg/t	horas	ILS	Refino
1	2,8	16	35	24	20	7
2	2,8	16	35	8	20	7
3	2,8	16	35	24	20	20
4	2,8	16	35	24	30	7
5	2,8	20	35	24	20	7
6	2,8	20	35	24	20	20
7	2,8	25	35	24	20	7
8	2,8	25	35	24	20	20
9	5,0	20	35	24	20	7
10	5,0	16	35	24	36	12,5

Tabla 3.1: Parámetros evaluados por CIMM-Tys

3.2.2. Discusión

Altura de carga:

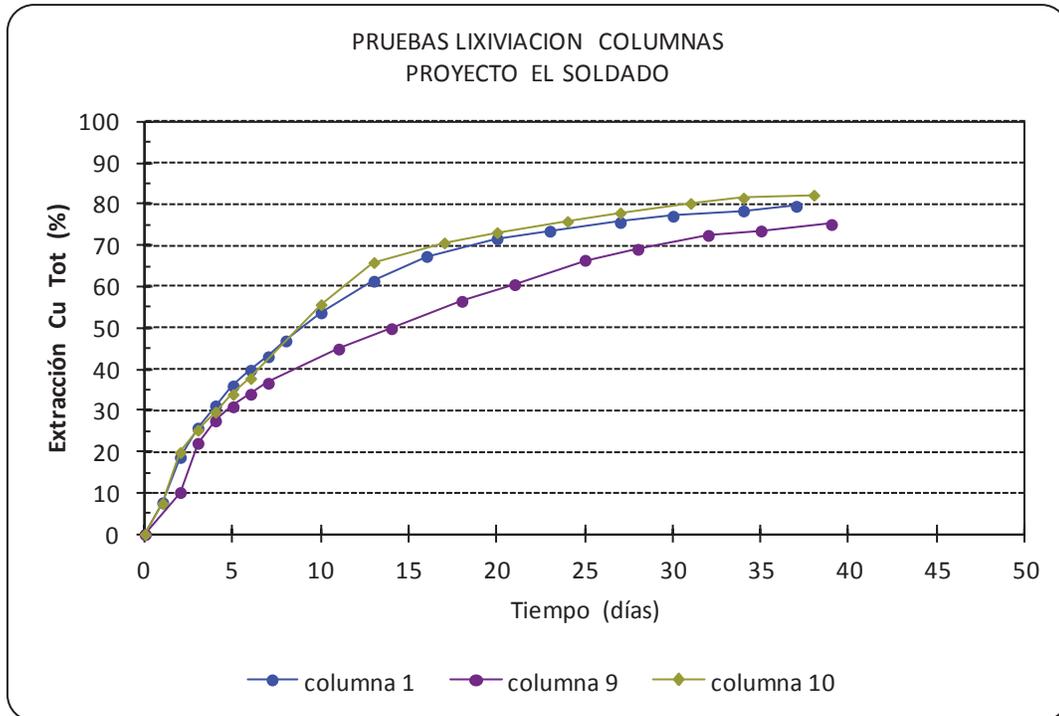


Figura 3.2: Cinética de lixiviación. Evaluación altura

De acuerdo a los resultados generados el criterio a evaluar es la proporcionalidad directa entre el aumento de la tasa de riego al aumentar la altura de carga. Si dicho criterio no se cumple, la extracción de Cu soluble disminuye considerablemente para ciclos extensos.

Se tomó la decisión de evaluar columnas en serie con mayor altura, sólo como justificación del aumento en el tratamiento de planta, visualizando el comportamiento de la recuperación para una tasa de riego fija.

Tasa de riego ILS y REFINO:

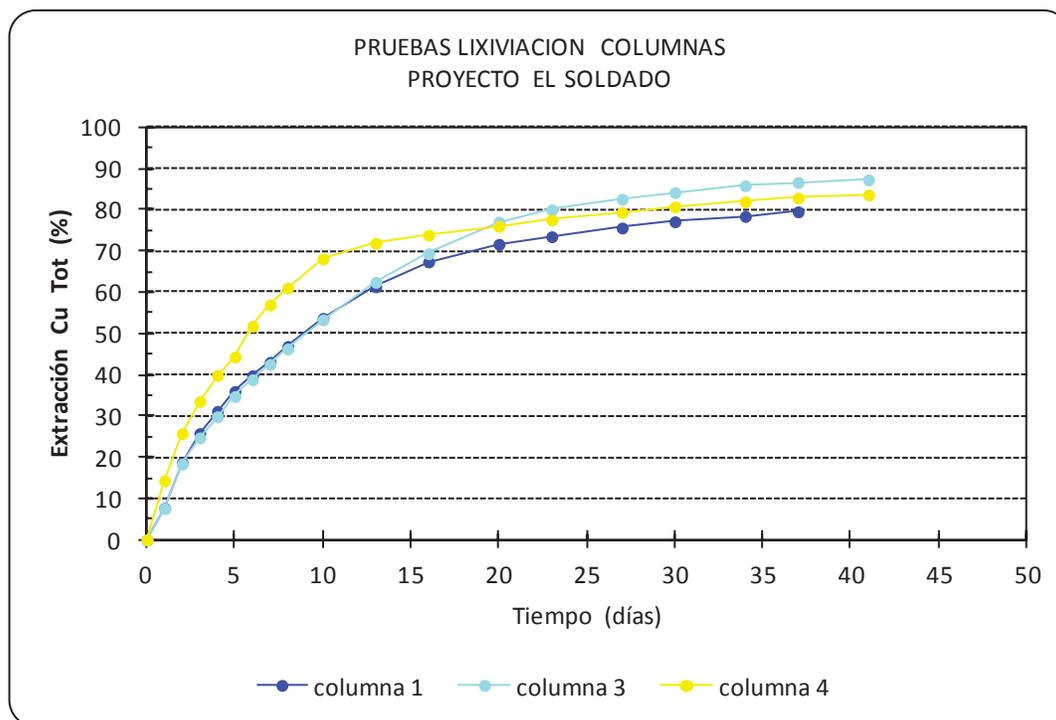


Figura 3.3: Cinética de lixiviación. Evaluación tasas de riego.

Para el caso de las columnas 1-3-y 4, similares entre sí, exceptuando su tasa de riego en refino e ILS, se puede justificar el aumento en la tasa de refino en vez de la tasa de riego de ILS; sólo si se dispone de un ciclo mayor de lixiviación. Si se requiere un periodo acotado, es preferible potenciar el riego con ILS.

Es necesario verificar si al aumentar la tasa de riego en ILS, aumenta la recuperación de forma considerable.

Ácido en curado

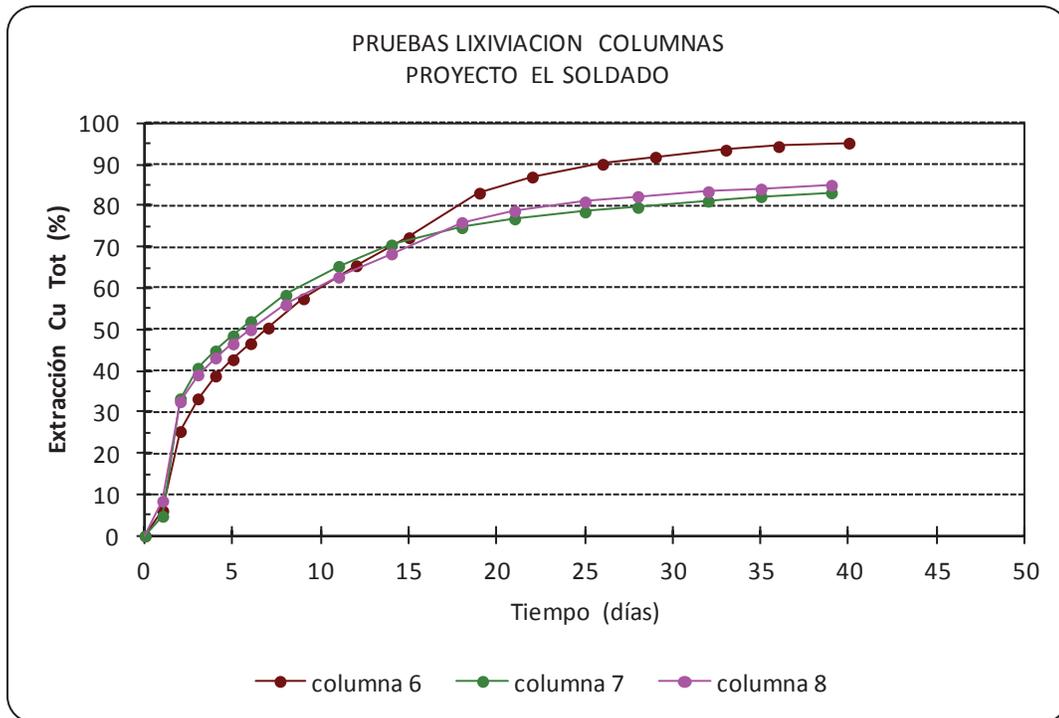


Figura 3.4 : Cinética de lixiviación. Evaluación ácido en curado.

Al evaluar todas las columnas, si aumenta la dosificación en el curado la extracción no aumenta considerablemente, sin embargo su consumo de ácido se incrementa notoriamente para las 6 - 7 y 8. Si nos referimos a este set de columnas en particular, podemos observar que la columna que presenta mayor consumo de ácido es justamente la que posee menor tasa de riego de refino.

Tiempo de curado

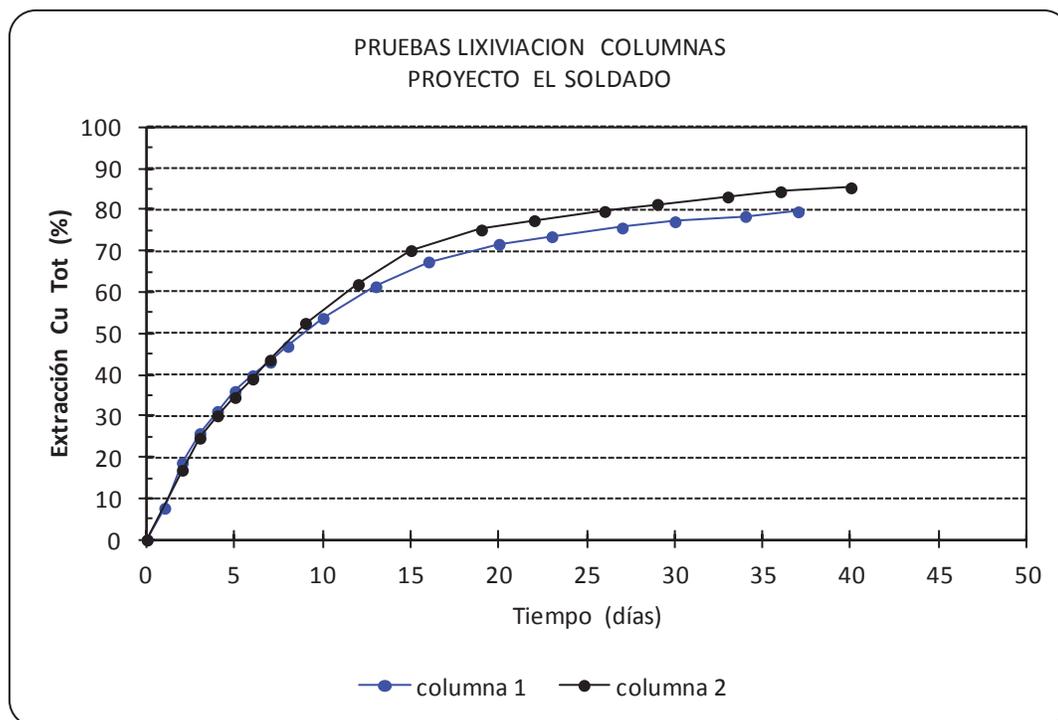


Figura 3.5: Cinética de lixiviación. Evaluación tiempo de curado

Respecto al tiempo en el curado, no existe diferencias considerables en la recuperación entre realizar el curado a 8[h] o a 24[h] para periodos cortos. No obstante es importante reducir el tiempo de curado para aumentar la disponibilidad de pilas a poner en riego.

De lo observado de las pruebas analizadas por el servicio asesor, se extrae la necesidad de realizar verificaciones necesarias además de la correcta elaboración de los test, dado que las condiciones de los análisis no cumplen con la representatividad de la planta al no considerar el cambio de solución lixivante en el periodo adecuado.

Para el mejoramiento del proceso, es necesario realizar una caracterización completa del sector mixto, contrastando mediante pruebas columnares el proceso actual con un set de pruebas de posibles mejoramientos.

CAPÍTULO IV

Caracterización VETA BLANCA

4. CARACTERIZACIÓN VETA BLANCA

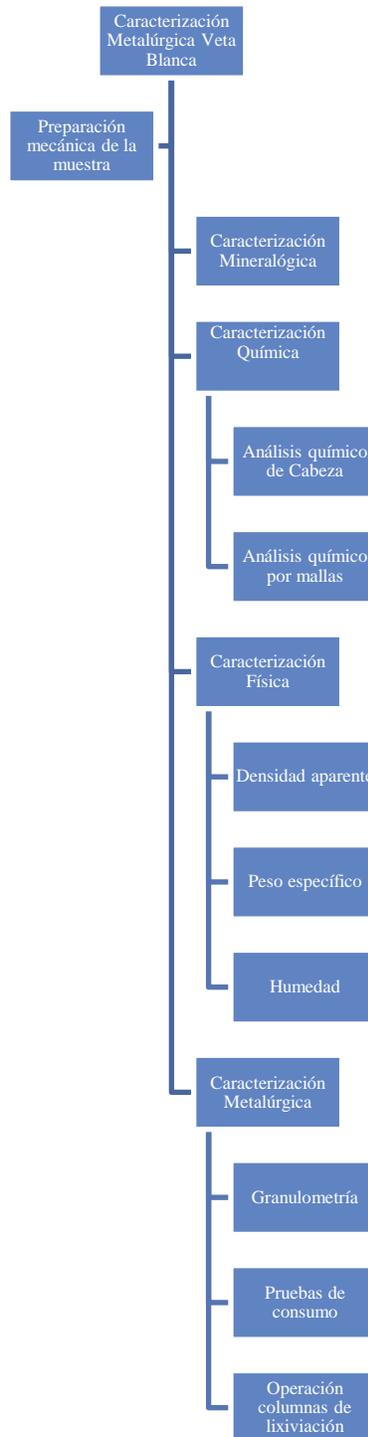


Figura 4.1: Esquema Conceptual de Caracterización

4.1. Preparación mecánica de muestras

- Recepción de la muestra

Se recibió en el laboratorio de óxidos Planta el Soldado la muestra consistente en 88 compósitos con granulometría 100% -1/2'' extraídos de la correa CV-06 mineral de Veta Blanca, correspondientes al periodo 21-06-2010 al 12-07-2010. Cada compósito fue debidamente rotulado y clasificado generando un total de 832 [kg]



Figura 4.2: Compósito general de muestras.

- Obtención de sub-muestras

Sobre una lona de HDPE se mezcló el total de compósitos diarios tomados por los turnos. Se formó un stock inicial, y sobre otra lona, se traspaleo dos veces el stock completo. Luego del segundo traspaleo, se formó un queque cuarteado y separado en dos. Estas mismas se traspalearon cada una dando origen a 8 sub conos de 52 [kg] cada uno.

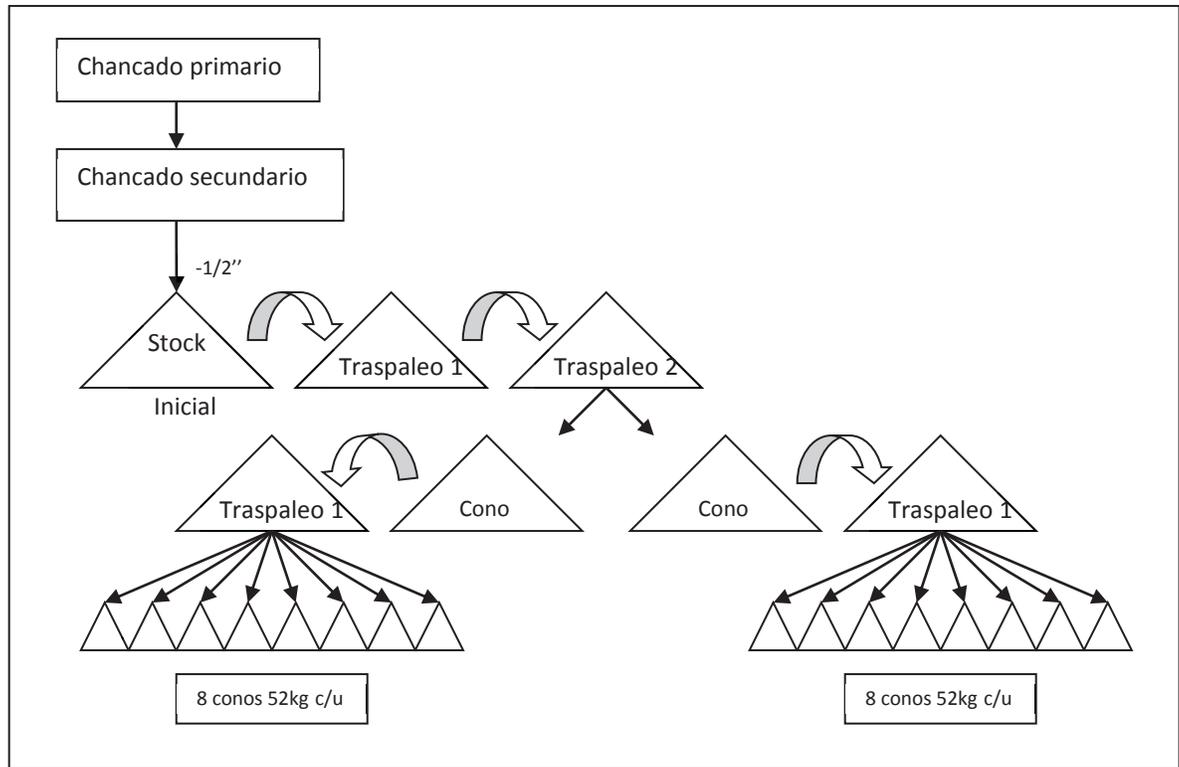


Figura 4.3: Metodología de preparación de muestras.

1 lote de 52 kilos se homogenizó por roleos y cuarteos sucesivos para obtener:

- 1 kilo de mineral para análisis mineralógico.
- 2 kilos para análisis químico de cabeza por cobre total, cobre soluble y hierro total
- 2 kilos para análisis granulométrico por fracciones de $+3/8''$, $+6\#$, $+10\#$, $+20\#$, $+100\#$, $-100\#$, y análisis por CuT, cobre soluble y fierro total de cada fracción
- 2 kilos para caracterización física, que incluye determinar la humedad natural de la muestra, la densidad del mineral y su peso específico.
- 15 kilos para las pruebas de consumo de ácido a pH constante y barrido.
- El resto corresponde a testigos.

10 lotes de 52 kilos cada uno, para pruebas de lixiviación en columnas y sus respectivos duplicados.

5 lotes de 52 kilos para eventuales pruebas adicionales [4]



Figura 4.4: Traspaleo de muestra



Figura 4.5: Cuarteo de muestra



Figura 4.6: Reducción de muestra

4.2. Caracterización Mineralógica

La caracterización mineralógica comprende la determinación de especies en muestra de cabeza, mediante microscópica óptica de acuerdo a:

- Determinar especies de mineral y ganga asociada.
- Tendencias esperables del tratamiento, referidas a la detección de consumidores de ácido como los carbonatos, limonitas de fierro o alteraciones sericíticas. Además de la detección de minerales perniciosos para los procesos hidrometalúrgicos tales como silicatos alterados, hematitas y especularitas.
- Asociaciones entre minerales y ganga, como por ejemplo determinar asociaciones o entrecrecidos entre óxidos y ganga o sulfuros incluidos en ganga de silicatos.
- Consistencia de la roca y especies que la afectan.

Reconciliación química:

<i>Muestra</i>	<i>Nombre</i>	<i>Muestra Planta Cátodo</i> %
Masa elemental	Cu (QEMSCAN)	0,69
Masa elemental	Cu(Químico)	0,62

Tabla 4.1: Reconciliación química de muestra cabeza

Mineralogía Modal: (masa %)

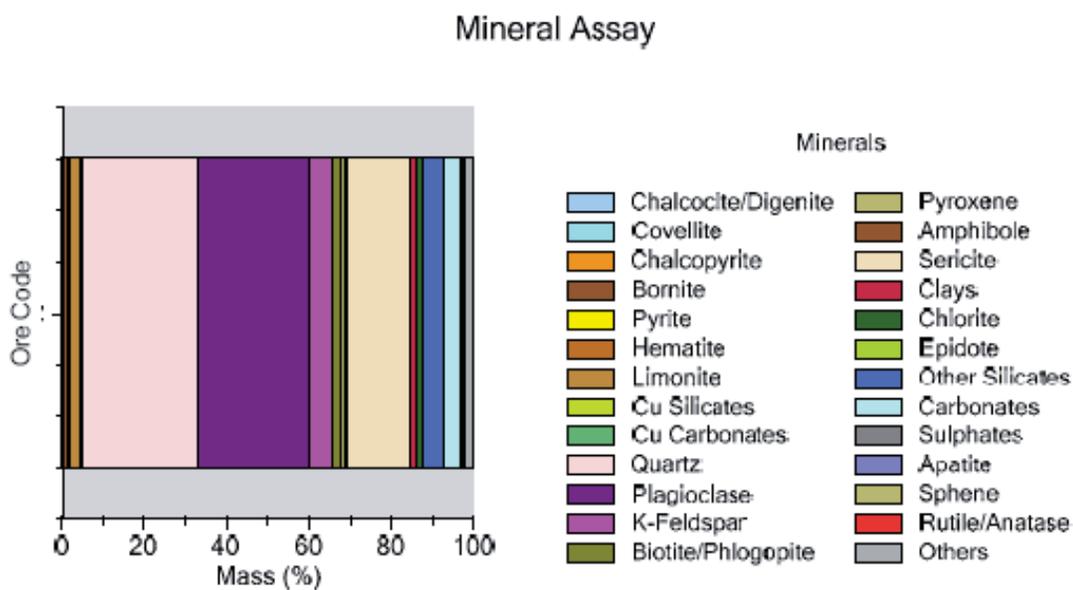


Figura 4.7: Mineralogía muestra cabeza

Comportamiento elemental del Cu

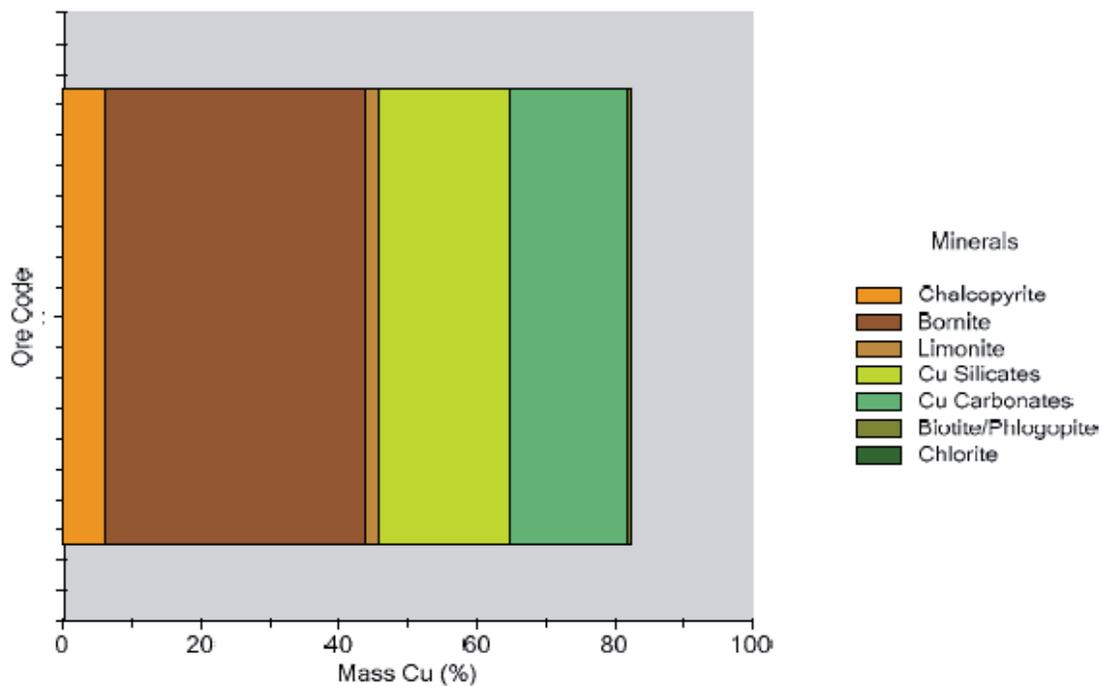


Figura 4.8: Análisis mineralógico según especie Cu

Comportamiento elemental de Fe

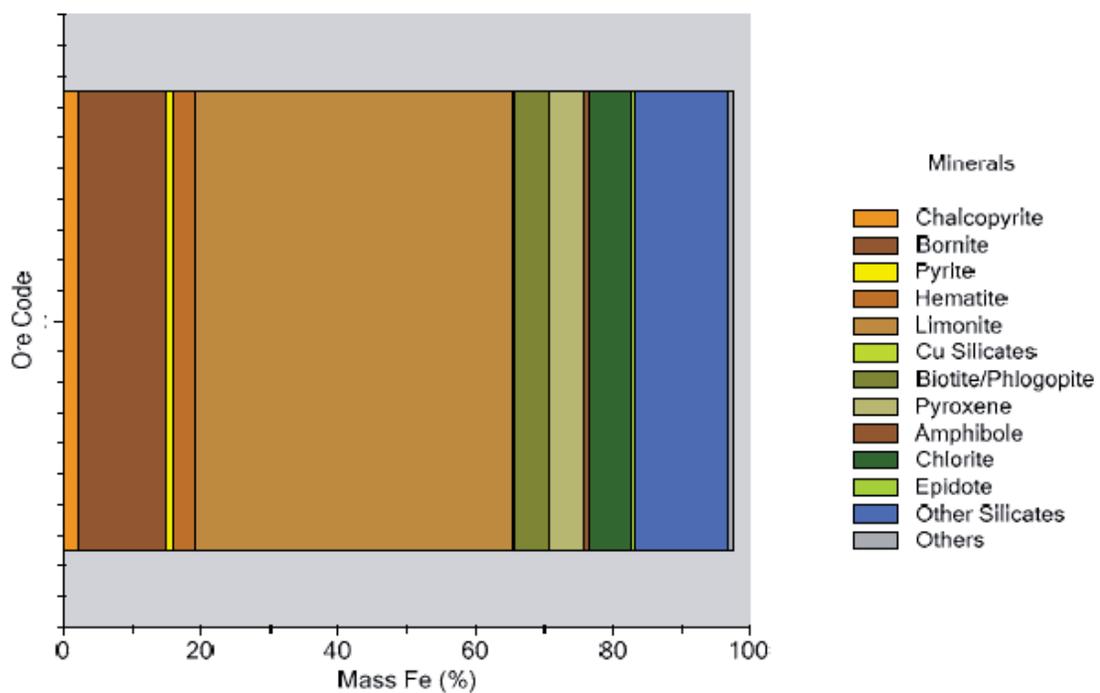


Figura 4.9: Análisis mineralógico según especie Fe.

4.3. Caracterización Química

- Análisis de cabeza total y análisis químico por fracciones granulométricas para +3/8", +6#, +10#, +20#, +100# y -100#. Se determinan contenidos de cobre total, cobre soluble y fierro total solo para el análisis de cabeza total.
- En el caso de los rípios residuales, se considera análisis por los mismos elementos además de las determinaciones de Eh y pH y análisis por fracciones granulométricas.
- Análisis químico para soluciones de riego y efluentes. Las soluciones incluirán determinaciones de pH, Eh, H⁺, FeT, Fe²⁺, CuT

Análisis de cabeza total:

<i>CuT %</i>	<i>CuS %</i>	<i>FeT %</i>	<i>CaCO₃%</i>
0.66	0.47	2.43	6.8

Tabla 4.2: Análisis químico muestra cabeza

*Protocolos de análisis químicos muestras sólidas ANEXO A

*Protocolo para análisis químico muestras líquidas ANEXO A

4.4. Caracterización Física

La caracterización física consiste en la determinación de parámetros físicos relevantes y está integrada por las siguientes determinaciones:

- Humedad natural del mineral.

$$HN(\%) = \frac{(Peso_{humedo} - Peso_{seco}) * 100}{Peso_{seco}}$$

$$HN(\%) = 4.9$$

- Peso específico del mineral.

Se realizó acorde al protocolo para peso específico del mineral

Se utilizó como disolvente solución Escaid ($\rho = 0.8$) :

$$DS = 2.487 \left[\frac{kg}{l} \right]$$

- Densidad aparente del aglomerado.

Masa min. = 1.0069[kg]

Vocup.= 0.740[l]

$$\rho_a = \frac{1.0069}{0.74}$$

$$\rho_a = 1.3607 \left[\frac{kg}{l} \right]$$

*Protocolos correspondientes a Caracterización física ANEXO A

4.5. Caracterización Metalúrgica [5, 6, 7, 8]

La caracterización metalúrgica en laboratorio, incluye granulometría, pruebas de consumo de ácido a pH constante, pruebas de barrido de curado para determinar dosis óptimas de ácido y agua en las etapas de aglomeración y curado necesarias para completar la evaluación a través de pruebas de lixiviación en columnas.

<i>Malla</i>	<i>Abertura</i>	<i>Retenido</i>	<i>Retenido Parcial</i>	<i>Retenido Acum.</i>	<i>Pasante</i>
#	mm	gr.	%	%	%
3/8''	9500	71,50	15,06	15,06	84,94
6	3360	167,10	35,19	50,25	49,75
10	1680	68,70	14,47	64,72	35,28
20	841	41,70	8,78	73,50	26,50
100	149	53,10	11,18	84,69	15,31
-100	125	72,70	15,31	100	0
Total		474,81			

Tabla 4.3: Granulometría muestra cabeza

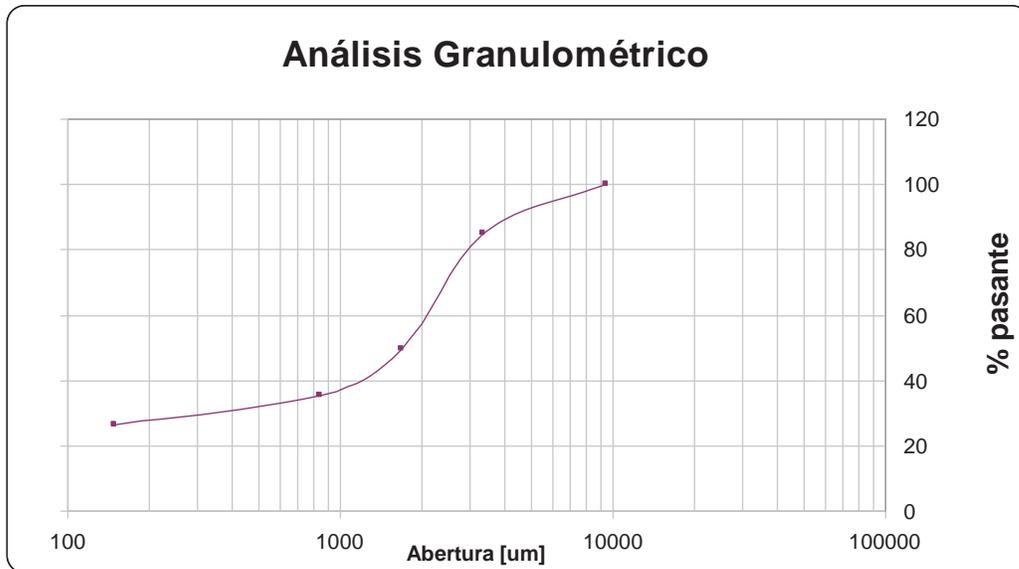


Figura 4.10: Perfil granulométrico

- Análisis de Cu por mallas:

Se realizó en base a los pesos ponderados retenido por cada malla.

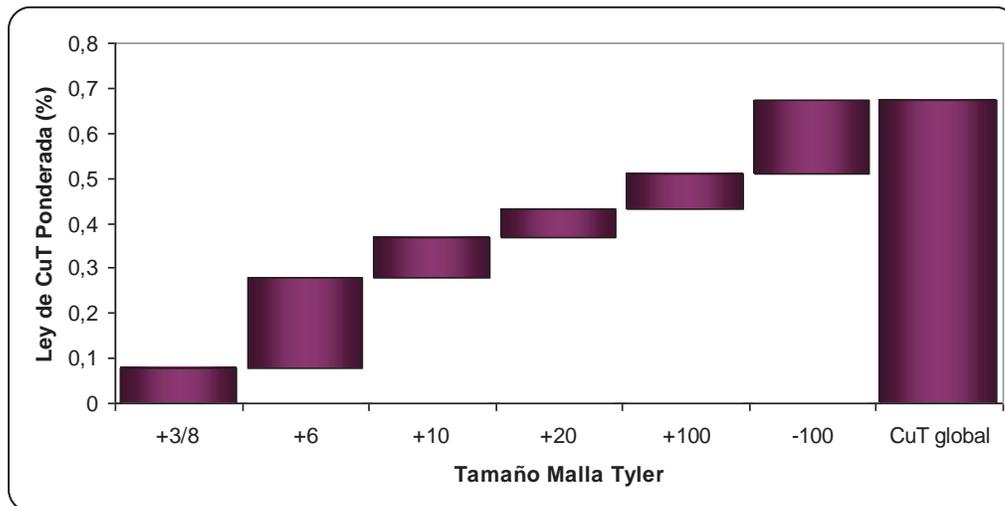


Figura 4.11: Análisis químico por malla en base a pesos ponderados.

4.5.1. Prueba isopH

Se realizaron 2 pruebas isopH a pH referencial de 1.75

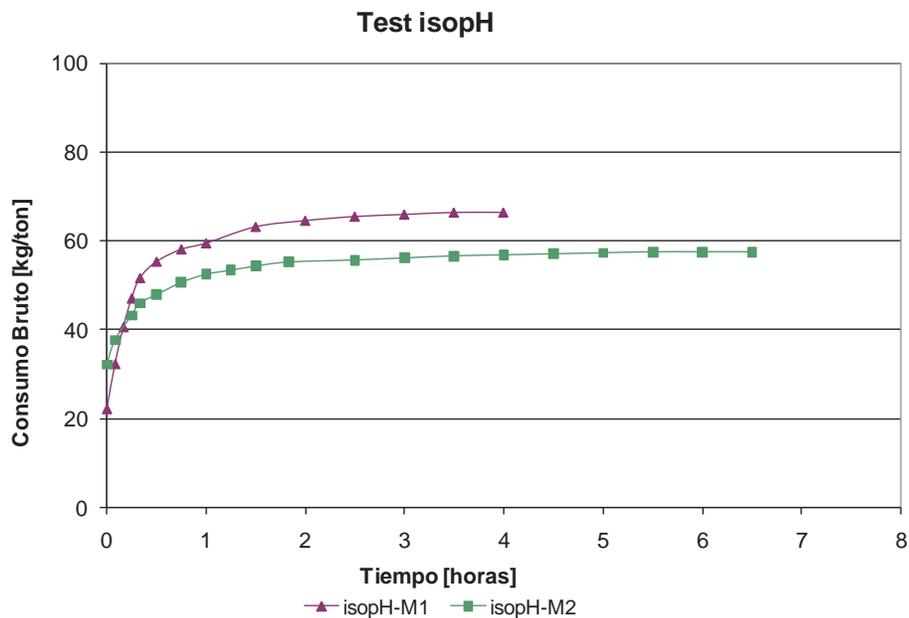


Figura 4.12: Pruebas isopH – compósitos M1 y M2

Consumo neto obtenido:

$$Consumo_{neto} = 57 \left[\frac{kg}{t} \right]$$

En términos operativos el consumo real a considerar corresponde al 80% del consumo de la prueba isopH;

$$Consumo_{neto_real} = 46 \left[\frac{kg}{t} \right]$$

*Protocolo de prueba ANEXO A

*Hoja de cálculo ANEXO D

4.5.2. Prueba barrido

Se realizó un barrido de curado para dosis que fluctúan entre el 30-40-50-60-y 70% del consumo neto real obtenido por la prueba de isopH, considerando un tiempo de curado de 24[h] y un lavado posterior con agua para evaluar la disolución de cobre, fierro y otras impurezas relevantes.

Para reconocer dosis óptimas de curado ácido se debe considerar consumos que maximicen la ganancia en la cinética de disolución de cobre, sin incentivar la disolución de impurezas y sin aumentar la acidez libre de la solución para no incrementar el consumo total de ácido ni favorecer la formación de férrico.

Para este mineral en particular, 20 [kg/t] corresponde al mejor valor de consumo considerando una baja extracción de FeT y una recuperación de CuT apropiada.

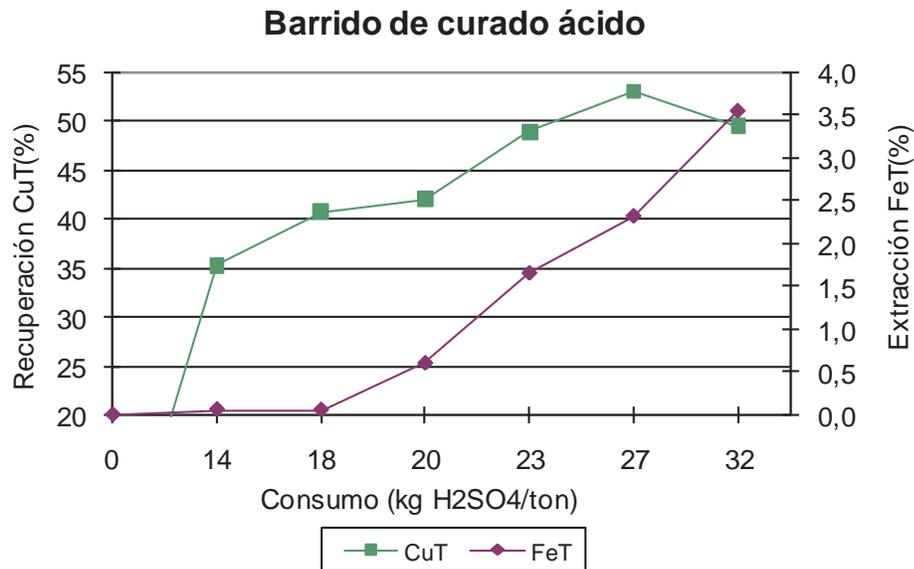


Figura 4.13: Prueba Barrido de curado planta PROMINING

*Protocolo de prueba ANEXO A

*Hoja de cálculo ANEXO D

4.5.3. Operación en columnas

Según las observaciones generadas mediante el trabajo realizado por el servicio asesor, se definió como variables a evaluar las siguientes:

- Dosis de aglomeración en la etapa de curado
- Tasa de riego ILS
- Altura de pilas
- Adición NaCl en etapa de curado (incluida como mejoramiento)

El diseño de experimentos a realizar corresponde a:

<i>Diseño de experimentos</i>	<i>Tasa de riego ILS l/m²h</i>	<i>Altura de pilas m</i>	<i>Dosis en aglom. kg/t</i>	<i>Agglom. NaCl kg/t</i>
Columna 1	30	2	20	0
Columna 2	30	2	20	20
Columna 3	30	2	16	0
Columna 4	30	2	16	20
Columna 5	30	4	20	0
Columna 6	30	4	20	20
Columna 7	30	4	16	0
Columna 8	30	4	16	20
Columna 9	35	2	20	0
Columna 10	35	2	20	20
Columna 11	35	2	16	0
Columna 12	35	2	16	20
Columna 13	35	4	20	0
Columna 14	35	4	20	20
Columna 15	35	4	16	0
Columna 16	35	4	16	20

Tabla 4.4: Diseño de experimentos

Dado los limitados recursos para la realización de todas las pruebas, se determinó en conjunto con la división, seleccionar los candidatos de mayor interés que podrían presentar potencial de mejoramiento al realizar los ensayos.

Las columnas seleccionadas fueron las siguientes:

<i>Diseño de experimentos</i>	<i>Tasa de riego ILS l/m²h</i>	<i>Altura de pilas m</i>	<i>Dosis en curado kg/t</i>	<i>Aglom. NaCl kg/t</i>	<i>Tasa de refinó l/m²h</i>	<i>Tiempo de curado h</i>
Columna 1	30	2	20	0	20	8
Columna 2	35	2	16	0	20	8
Columna 3	30	2	16	0	20	8
Columna 4	30	2	20	20	20	8
Columna 5	30	4	20	0	20	8

Tabla 4.5: Condiciones de prueba

Para cada una de las muestras de mineral, se efectuó una prueba de columna y su columna en duplicado, lo que significó la ejecución simultánea de 2 columnas para cada muestra de mineral en estudio. La columna n°1 corresponde al referente en planta.

Las condiciones operacionales fueron similares y consideraron cargar mineral a una altura determinada y a una tasa de riego preestablecida. Balances columnas y sus duplicados ANEXO D

La ejecución de las pruebas en columnas que se detalla a continuación, está referido a un set de 2 unidades, correspondiente a la evaluación mínima para una muestra de mineral:



Figura 4.14: Instalación columnas de Lixiviación

Ejecución de las pruebas

Se cargan las columnas sin producir segregación de tamaños, se dispone la instalación para el riego y percolación de soluciones. Se preparan los estanques de recepción de solución percolada. Diariamente se mide y registran los volúmenes de solución de riego y de soluciones efluentes o de percolación y se realiza análisis químico para determinar las concentraciones de cobre, fierro y ácido.

SOLUCIONES DE RIEGO

Para cada muestra en estudio, la ejecución de 2 columnas requirió el empleo de un volumen de solución determinada en base a la tasa de riego aplicada y para los días de lixiviación considerados de acuerdo a la curva cinética del mineral en estudio.

RECOLECCION DE SOLUCIONES DE RIEGO

Desde la planta se recolectó solución ILS y Refino, para lo que se requirió bidones de 20 litros de capacidad, los que una vez llenos se trasladaron hasta el laboratorio en camioneta o grúa horquilla. La operación se vio facilitada debido a que la solución refino es bombeada desde SX hasta unos estanques acumuladores de capacidad 200[l] ubicados en un sector adyacente al sector donde están instaladas las columnas de lixiviación. Es importante tener en cuenta que dados los tiempos de lixiviación involucrados en las pruebas con minerales marginales de baja ley, los volúmenes de soluciones de riego pueden ser altos.

PREPARACION DE SOLUCIONES DE RIEGO

Las soluciones REFINO e ILS debieron ser trasvasiadas a tambores de 200 litros de capacidad correctamente identificados, se homogenizaron las soluciones a través de agitación y se traspasó mediante bombeo a bidones de 50[l] de capacidad ubicados sobre las columnas. Los estanques se encuentran, previamente rotulados para riego ILS y refino correspondiente a esta operación.



Figura 4.15: Estanque de solución ILS y refino

ALIMENTACION DE SOLUCIONES DE RIEGO

El riego de soluciones a columna se realizó utilizando bidones de 50 [l] perforados en el fondo, donde se acopló una bajada de sueros que permite una dosificación controlada de la solución de riego. El flujo de solución se ajustó en ml./minuto a través de la medición en probeta graduada de acuerdo a la tasa de riego a evaluar.

RELLENO DE SOLUCIONES DE RIEGO

Luego de iniciado el riego y cada 24 horas, se procedió a realizar el relleno de las soluciones de riego gastado diariamente por cada columna mediante bombeo. El volumen de solución gastado diariamente debió ser registrado como promedio de las tasas de riego registradas durante el turno.

CONTROL DE FLUJO DE SOLUCIONES DE RIEGO

Durante todos los turnos y cada 4 horas, el operador debió controlar el flujo de las soluciones de riego en cada columna, de acuerdo con la tasa de riego definida inicialmente, midiendo con una probeta graduada el volumen por minuto de goteo. En caso de diferencias con el valor preestablecido se debió intervenir en el flujo de riego a través de la válvula de control en la bajada de suero utilizada.



Figura 4.16: Control de tasa de riego.

En general las mayores variaciones de flujo se producen en horas de la noche, cuando la temperatura ambiente disminuye, por lo que las mangueras y bidones de riego debiesen protegerse con elementos aislantes que disminuyan estos factores externos que afectan la tasa de riego.

MOVIMIENTO DE SOLUCIONES DE DESCARGA

Se procedió a medir el volumen de las soluciones de descarga o efluentes retirando los bidones de 20 [l] de capacidad que las contienen y reemplazándolos por bidones vacíos, claramente identificados con el nombre de la columna que corresponda.

Una vez medido el volumen mediante probeta graduada de 2 [l], la solución se homogenizó por agitación y se tomaron 2 muestras de solución de 130[ml] para su análisis.



Figura 4.17: Movimiento solución de descarga.

La solución de descarga remanente de cada columna se descartó de acuerdo a los procedimientos establecidos por la compañía, utilizando las canaletas de descarte existentes en el sector patio trasero de laboratorio de óxidos.

Los volúmenes de solución efluente medidos diariamente, y las muestras de solución para análisis diario, se registraron en una cartilla de operación para formalizar su envío al laboratorio químico.

DRENAJE DE SOLUCIONES

Una vez que la lixiviación del mineral ha concluido, determinada por la razón de lixiviación de las pruebas, se detuvo el riego de soluciones y la columna se dejó drenar por al menos un periodo de 48 horas. Cuando el periodo de drenaje se cumple, se midió el volumen de descarga final y se completó el movimiento de la solución de descarga.

DESCARGA DE RIPIOS

Finalmente se procedió a medir la altura final del ripio en la columna, para posteriormente descargar la columna, operación que siempre deberán realizar al menos 2 personas, por los riesgos asociados a esta etapa. El ripio se pesó por completo, se tomó una muestra puntual para humedad.

Se disgregó completamente con ayuda de harnero Gillson para luego dejar secar al sol durante un periodo de aproximadamente una semana.



Figura 4.18: Secado y disgregación de ripios.

Una vez secas las muestras, se homogenizó y roleó a través de cuarteos sucesivos hasta reducir un kilo por cada columna para ser analizadas por: granulometría y análisis químico.

El ripio remanente es descartado a través de la planta para su descarga en botaderos.

*Protocolo de operación ANEXO A

CAPÍTULO V

Resultados

5. RESULTADOS

5.1. Caracterización de Ripios

<i>Nombre Muestra</i> <i>Columna #</i>	<i>CuT</i> <i>%</i>	<i>FeT</i> <i>%</i>	<i>CuS</i> <i>%</i>
1A	0,14	1,96	0,04
1B	0,15	2,10	0,06
2A	0,12	2,57	0,03
2B	0,09	1,91	0,03
3A	0,12	2,03	0,03
3B	0,16	2,26	0,06
4A	0,14	2,17	0,05
4B	0,11	1,95	0,03
5A	0,10	2,19	0,03
5B	0,15	2,31	0,06

Tabla 5.1: Análisis químico de ripios por columna.

- **Análisis granulométrico por columna asociada**

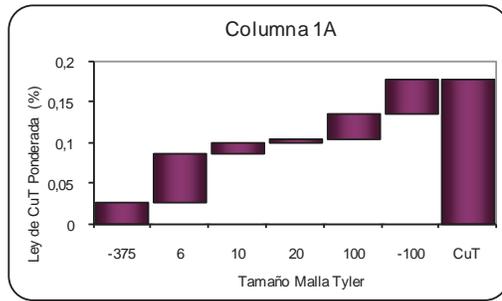


Figura 5.1:Granulometrías por mallas 1A

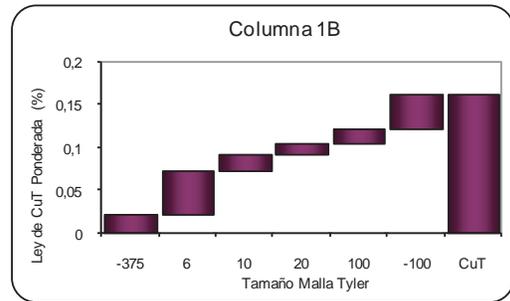


Figura 5.2:Granulometrías por malla 1B

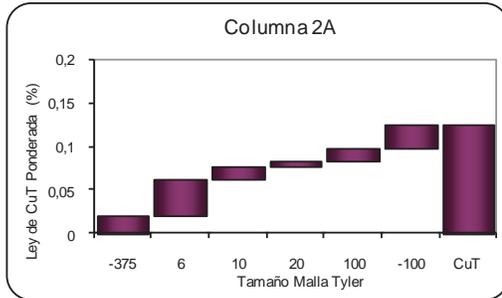


Figura 5.3:Granulometrías por mallas 2A

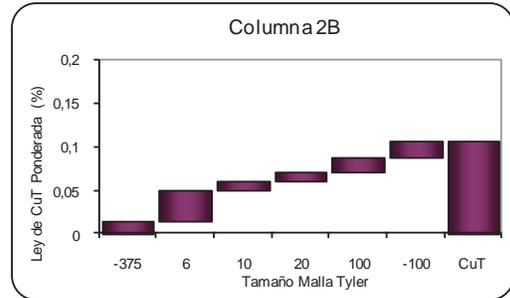


Figura 5.4:Granulometrías por mallas 2B

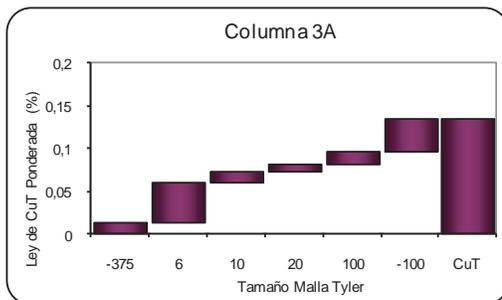


Figura 5.5: Granulometrías por mallas 3A

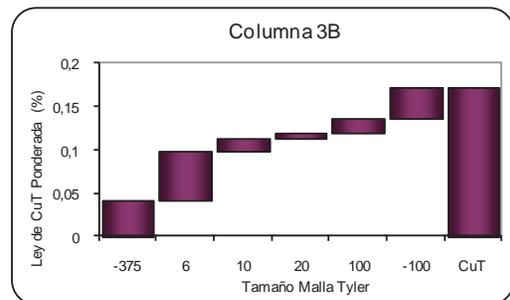


Figura 5.6: Granulometrías por mallas 3B

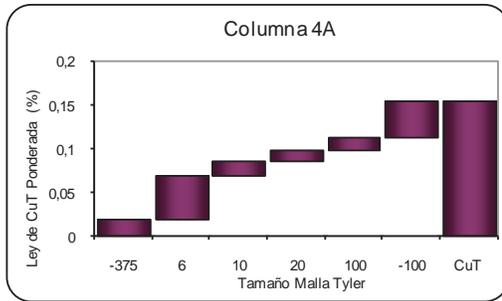


Figura 5.7: Granulometrías por mallas 4A

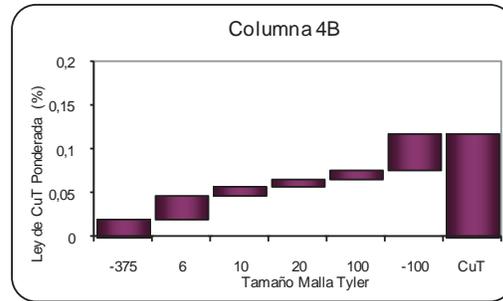


Figura 5.8: Granulometrías por mallas 4B

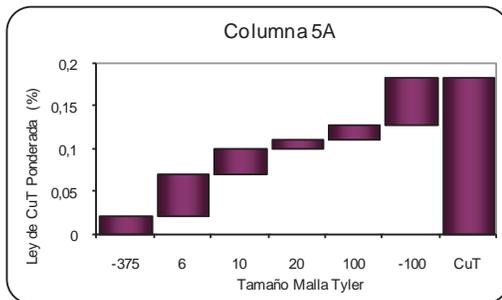


Figura 5.9: Granulometrías por mallas 5A

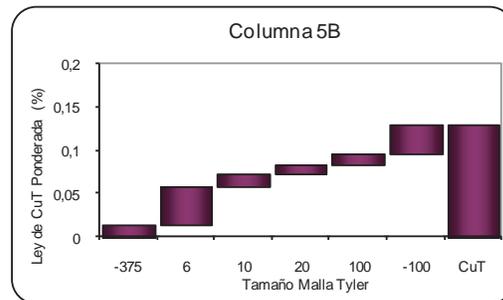


Figura 5.10: Granulometrías por mallas 5B

5.2. Resultados Columnas

Una vez caracterizados los rípios, se deben ajustar las cabezas como sigue:

Columna	<i>Cabeza Analizada</i>						<i>Rípios Analizados</i>				
	Peso	Cabeza					Peso	Rípios			
#	Seco	CuT	CuS	CuI	FeT	CuS/ CuT	horno	CuT	CuS	CuI	FeT
	kg	%	%	%	%	%	kg	%	%	%	%
1A	47,65	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	43,22	0,14	0,04	0,10	1,96
1B	43,75	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	43,79	0,15	0,06	0,09	2,10
2A	40,89	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	34,57	0,12	0,03	0,09	2,57
2B	40,89	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	36,62	0,09	0,03	0,07	1,91
3A	41,84	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	34,20	0,12	0,03	0,09	2,03
3B	44,70	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	39,66	0,16	0,06	0,10	2,26
4A	44,13	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	35,86	0,14	0,05	0,09	2,17
4B	46,79	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	41,70	0,11	0,03	0,08	1,95
5A	82,74	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	69,60	0,10	0,04	0,07	2,19
5B	81,03	0,66	0,47	0,19	2,43	0,71	69,38	0,15	0,06	0,09	2,31

Tabla 5.2: Cabeza y rípios analizados.

Mediante información extraída de las columnas, se calculó: extracciones y recuperaciones

Columna	<i>Recuperación</i>				<i>Extracción</i>			<i>Extracción</i>	
	Cabeza-Ripio							Solución-cabeza	
#	CuT	CuS	CuI	FeT	CuT	FeT	H⁺	CuT	FeT
	%	%	%	%	gr.	gr.	gr.	%	%
1A	80,76	92,28	52,25	26,82	242,76	223,80	135,20	77,20	19,33
1B	77,25	87,86	51,01	13,50	213,47	280,46	131,79	73,94	26,38
2A	84,63	94,78	59,51	10,59	192,24	344,78	105,78	71,23	34,70
2B	87,38	95,05	68,42	29,61	222,15	327,42	223,91	82,31	32,95
3A	85,14	94,43	62,14	31,72	227,42	375,73	83,781	82,35	36,95
3B	78,49	89,43	51,44	17,49	237,36	315,73	131,67	80,46	29,07
4A	82,76	91,87	60,23	27,44	300,45	428,55	148,72	103,2	39,97
4B	85,15	93,55	64,35	28,49	280,20	362,12	69,51	90,74	31,85
5A	87,25	93,74	71,22	24,18	460,85	507,03	120,79	84,40	25,22
5B	80,54	89,43	58,54	18,60	468,01	459,47	76,734	87,52	23,34

Tabla 5.3: Recuperaciones y extracciones sin ajuste de cabeza.

Ajustados,

Columna	<i>Cabeza Calculada</i>			<i>Recuperación</i>			<i>Extracción</i>		<i>Consumo</i>		
	Ripio			Cabeza Calculada			Solución cabeza		Acido		
	#	CuT	CuS	FeT	CuT	CuS	FeT	CuT	FeT	Total	Neto
	%	%	%	%	%	%	%	%	kg/t	kg/kg Cu	kg/t
1A	0,64	0,55	2,25	80,05	93,35	20,90	80,05	2,47	2,84	7,83	47,51
1B	0,64	0,55	2,74	76,47	89,53	23,37	76,47	2,54	3,01	9,31	52,66
2A	0,57	0,49	3,02	82,25	95,04	27,96	82,25	3,15	2,59	9,56	52,00
2B	0,63	0,57	2,51	86,71	95,89	31,88	86,71	4,56	5,48	10,05	62,70
3A	0,64	0,57	2,56	84,71	95,41	35,11	84,71	5,06	2,00	8,39	53,73
3B	0,67	0,58	2,71	78,91	91,44	26,05	78,91	2,91	2,95	8,56	53,40
4A	0,79	0,72	2,73	85,68	94,69	35,52	85,68	4,56	3,37	6,75	56,15
4B	0,70	0,63	2,51	85,93	95,18	30,81	85,93	3,79	1,49	6,37	47,21
5A	0,64	0,59	2,46	86,88	94,98	24,96	86,88	1,64	1,46	7,91	52,47
5B	0,71	0,63	2,55	81,81	92,08	22,28	81,81	1,39	0,95	7,89	54,30

Tabla 5.4: Recuperaciones y extracciones con ajuste de cabeza.

Las hojas de cálculos de columnas se encuentran en ANEXO D

5.3. Efectos en columnas

Según lo propuesto en los capítulos anteriores podemos observar los siguientes efectos:

Efecto tasa riego ILS:

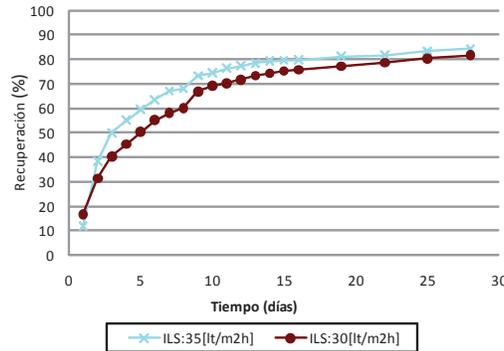


Figura 5.11: Cinética de lixiviación

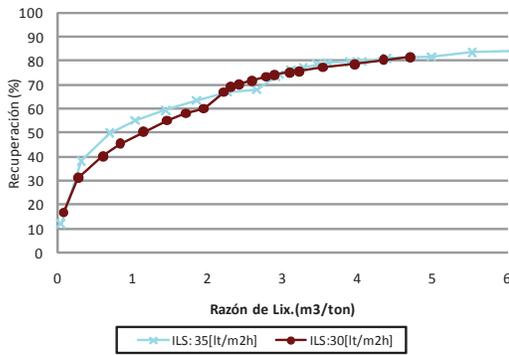


Figura 5.12: Recuperación vs. Razón de lixiviación

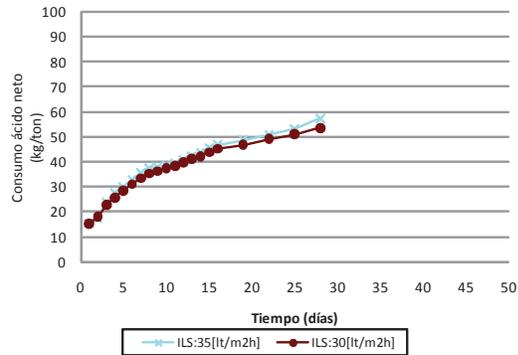


Figura 5.13: Consumo de ácido neto.

Para distintas dosis de tasas de riego en ILS correspondientes a 30 [l/m²h] para y 35[l/m²h] estandarizando el resto de las variables, se observa un comportamiento favorable en términos cinéticos al incrementar la tasa; considerando el riego con solución intermedia hasta el día 8. La ganancia porcentual en recuperación corresponde a 4,9 %, esto equivale a 4,2 puntos más en recuperación global para periodo de 15 días.

Este fenómeno se explica porque a medida que se incrementa el volumen disponible de solución ILS por superficie de riego, se hace más periódica la aparición de H⁺ disponibles para la disolución de los minerales de cobre favoreciendo así la recuperación metalúrgica.

Para una misma recuperación, no existe una gran diferencia si hablamos de razón de lixiviación. Para valores de razón de lixiviación entre 2 a 5 [l/m²h], la recuperación entre ambas columnas es prácticamente la misma, obteniéndose entonces el valor óptimo en el menor tiempo para un mismo volumen de producto lixiviado.

El consumo de ácido neto alcanzado por la columna con mayor tasa de riego corresponde a 57,37[kg/t]. Para la columna con menor tasa el consumo se registró en el valor de 53,56 [kg/t]. El incremento leve debiese estar justificado en el aumento de solución por superficie de riego adquirido, consumiendo una mayor cantidad de sulfatos disponibles a lo largo del lecho para la oxidación de los sulfuros de cobre.

Para el caso operacional llevado a día n° 15 en planta, no existe cambio notorio en términos de consumo ácido, esto podría deberse a la mecánica del lecho al iniciar la carga o bien durante el asentamiento.

Efecto Altura de Pila

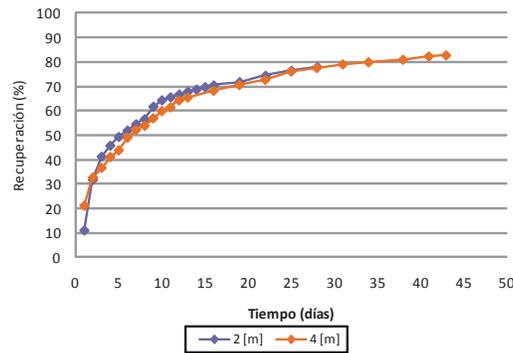


Figura 5.14: Cinética de lixiviación

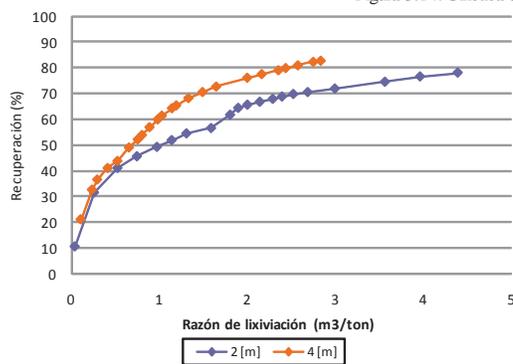


Figura 5.15: Recuperación vs. Razón de lixiviación

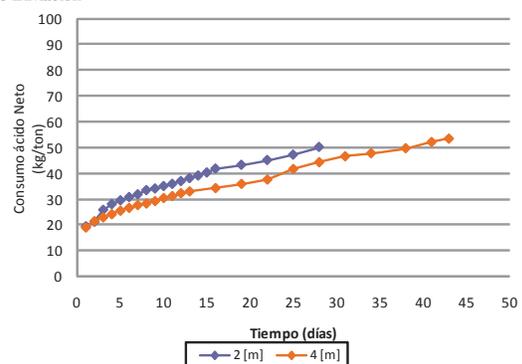


Figura 5.16: Consumo de ácido neto

El valor de recuperación alcanzado por la columna de 2[m] de altura corresponde a 78,26%. Para la columna con mayor altura el valor corresponde a 82,23%. Se deja en evidencia que para una mayor altura de lixiviación ajustando las tasas de riego según la altura dada; se obtienen mejores recuperaciones para una altura mayor pero en un mayor tiempo de lixiviación. Si escalamos a tiempo de lixiviación en planta, el día 15 la recuperación es levemente menor en la columna de mayor altura.

Si evaluamos en tiempo de planta a los 15 días, ambas columnas se encuentran en recuperaciones cercanas al 70%. Con esta recuperación la diferencia entre la columna de 2[m] y 4[m] en términos de razón de lixiviación es equivalente a 1[m³/t] aproximadamente. Esto es bastante significativo, si lo que buscamos es mantener el flujo constante. Para ello es necesario incrementar el periodo de riego del riego hasta el doble o bien incrementar la tasa de riego de manera proporcional a la altura de la pila.

Respecto al consumo de ácido neto, es considerablemente mayor para columnas con menor altura. Esto se debe a que como las condiciones de riego son idénticas, la extracción de los H^+ es la misma para ambas columnas en la superficie del lecho pero no así en el fondo. A medida que profundizamos en la columna, los H^+ se agotan y no son suficientes para la lixiviación de los óxidos de cobre presentes al final de la pila.

Efecto dosis de ácido en la aglomeración

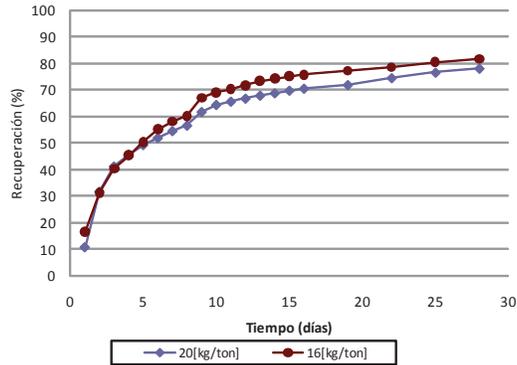


Figura 5.17: Cinética de lixiviación

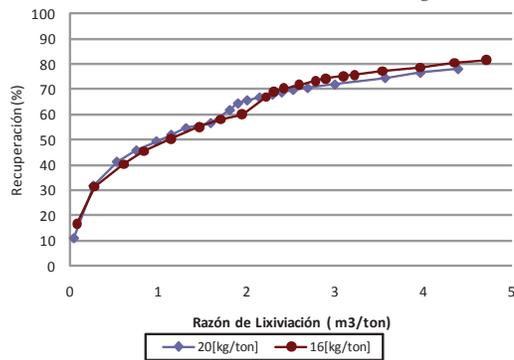


Figura 5.18: Recuperación vs. Razón de lixiviación

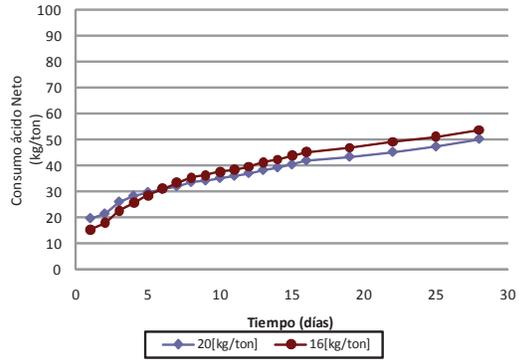


Figura 5.19: Consumo de ácido neto

De la figura anterior, al evaluar iguales condiciones de tasa de riego, tiempo de lixiviación y altura, tomando como variable la adición de ácido en la etapa de aglomeración podemos extraer que existe una mayor recuperación, alcanzando un valor de 81,82% para una adición de 16 [kg/t] de ácido vs. un valor de recuperación de 78,26% para 20[kg/t] de ácido. Para el día 15 llevados a tiempo operacional, la diferencia porcentual entre recuperaciones figura cercana al 8%.

Durante la etapa de aglomeración es necesario acidular hasta encontrar el cobre en el campo de estabilidad del Cu^{2+} . De lo contrario si adicionamos mayor cantidad de ácido y el mineral presenta una ganga reactiva, el cobre comienza a precipitar dado que no tendrá los iones H^+ suficientes para lixiviar y se perderá la totalidad de iones férricos disponibles. (Revisar Figura 4.13, pág. 51)

Cuando comparamos dosificaciones de ácido en la etapa de curado respecto a la tasa de lixiviación generada, observamos una mayor razón de lixiviación para la columna n°3 correspondiente a 4,71[m³/ton] de solución lixiviada contra 4,39 [m³/ton] que presenta la columna n° 1 con una menor dosificación de ácido en la aglomeración.

Cuando existe una mayor recuperación con adiciones más bajas de ácido en la etapa de curado, debiese ocurrir al mismo tiempo, un mayor consumo de ácido en el lecho para alcanzar dichas recuperaciones elevadas. Entonces se volvería necesario acidular sólo la superficie en etapa de aglomeración con menor dosificación y dejar tiempo necesario para que esta actúe en el caso de encontrarnos en el punto donde la extracción de cobre comienza a decrecer durante el barrido de curado ácido. Es preciso dejar en claro que este supuesto está basado en un resultado empírico, la afirmación de este podría ser parte de un estudio adicional.

Si adicionamos en mayor cantidad, se produce el efecto de disolución de la ganga y los iones férricos contenidos en esta etapa se transforman a ferrosos disminuyendo así la acción del sulfato disponible para la lixiviación del cobre.

Efecto NaCl en aglomeración:

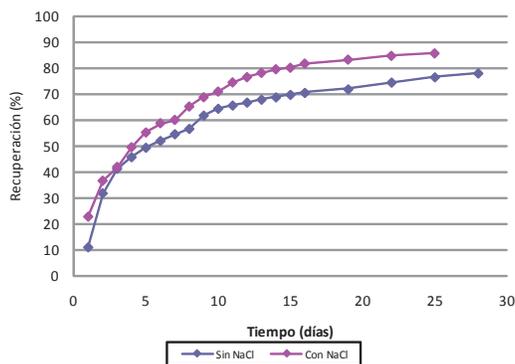


Figura 5.20: Cinética de lixiviación

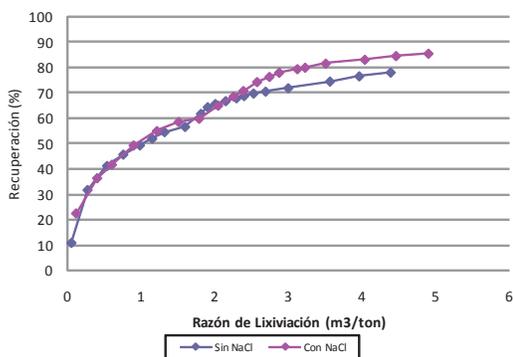


Figura 5.21: Recuperación vs. Razón de lixiviación

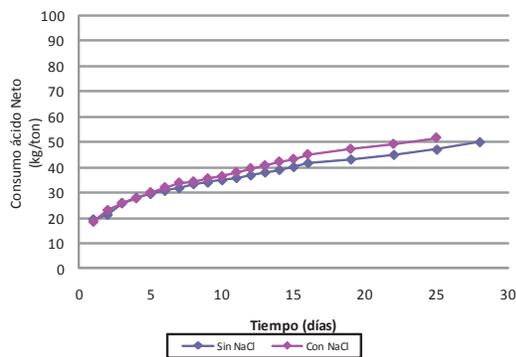


Figura 5.22: Consumo de ácido neto

Para minerales aglomerados con ácido junto a 20[kg/t] de NaCl la recuperación sufre un incremento de 7,3 % sobre el caso base. Este efecto tiene sustento ya que al efectuar lixiviaciones de mineral mixto con agentes cloruro en medio ácido, a diferencia de lo que ocurre en medio sulfato, en presencia de agentes oxidantes como el ión cloruro el azufre elemental formado a partir de los sulfuros de cobre, se constituye de forma porosa permitiendo la canalización de las soluciones hacia el interior del mineral. Además, el ión cloruro incrementa la velocidad de oxidación del ión ferroso para formar iones férricos favoreciendo así la recuperación de los sulfuros de cobre.

Otro aspecto importante a considerar es la estabilidad del ión cuproso. En medio clorurado, se incrementa la estabilidad del ion cuproso en solución aumentando la concentración de iones férricos permitiendo una mayor recuperación. [9]

Al aglomerar en medio cloruro para recuperaciones sobre el 70% la razón de lixiviación, inclusive aun cuando cambia el tipo de riego ILS por refino, es equivalente para la columna aglomerada con ácido y para la columna aglomerada con ácido y NaCl. La diferencia no es significativa, pero si existe incremento en la razón de producto lixiviado cuando ocurre aglomeración con NaCl.

Existe una ventaja significativa en términos de ganancia en recuperación cuando la razón corresponde a 3[m³/t]. Para alcanzar esta razón en la columna sin NaCl es necesario un tiempo de lixiviación aproximadamente de 19 días. Por el contrario para la columna potenciada con NaCl en etapa de aglomeración sólo necesita 14 días para alcanzar la misma razón y acompañada de una mayor recuperación de cobre. El menor tiempo de lixiviación se traduce en beneficio porque permite mayor tratamiento dado que el ciclo es más corto.

El consumo de ácido para el caso en medio cloruro no es significativamente mayor si comparamos con el medio sulfato. Debiese ser mayor dado que se favorece por acción del cloruro, la oxidación a férrico quedando disponible para reaccionar con una mayor cantidad de sulfato. Al estar el ión cloruro presente en la reacción, se favorece la acción del férrico como agente oxidante de cobre, incrementando la recuperación del fierro a un valor de 33,2% comparado con el caso base que corresponde a 22,1%. Este efecto trae como consecuencia, un mayor pero no significativo consumo de ácido, correspondiendo a un incremento de un 3%.

Evaluación económica

6. Evaluación Económica

Para los cuatro escenarios más relevantes evaluados en las pruebas anteriores, se presenta a continuación una evaluación económica antes y posterior al cambio sugerido como recomendación.

Los tratamientos y costos de procesos corresponden a valores reales del periodo 2011.

Incremento en Tasa de riego ILS:

<i>Evaluación</i>	<i>30</i> <i>[l/m²h]</i>	<i>35</i> <i>[l/m²h]</i>
Tratamiento [kt/mes]	1538	1538
Recuperación [%]	81,82	86
Consumo de ácido [kg/t]	53,81	57,56
Ley de cabeza[%]	0,66	0,66
Cu fino PLS [ktmf]	8,31	8,73
Costo Variable [US\$/t]	3,40	3,40
Precio Cu [US\$/tmf]	2976	2976
Ingresos [KUS\$]	24717	25980
Gastos [KUS\$]	15285	15985
Utilidad negocio[KUS\$]	9432	9994

Tabla 6.1: Tasa de riego ILS – Evaluación económica.

Aglomeración con NaCl:

<i>Evaluación</i>	<i>con Cl</i>	<i>sin Cl</i>
Tratamiento [kt/mes]	1538	1538
Recuperación [%]	83,96	78,26
Consumo de ácido [kg/t]	51,92	50,36
Ley de cabeza[%]	0,66	0,66
Cu fino PLS [ktmf]	8,52	7,94
Costo Variable [US\$/t]	3,40	3,40
Precio Cu [US\$/tmf]	2976	2976
Ingresos [KUS\$]	25363	23641
Gastos [KUS\$]	14931	14640
Utilidad negocio[KUS\$]	10432	9002

Tabla 6.2: NaCl en etapa de aglomeración – Evaluación económica

Disminución de dosis en etapa de aglomeración:

<i>Evaluación</i>	16 <i>[kg/t]</i>	20 <i>[kg/t]</i>
Tratamiento [kt/mes]	1538	1538
Recuperación [%]	81,82	78,26
Consumo de ácido [kg/t]	53,81	50,36
Ley de cabeza[%]	0,66	0,66
Cu fino PLS [ktmf]	8,31	7,94
Costo Variable [US\$/t]	3,40	3,40
Precio Cu [US\$/tmf]	2976	2976
Ingresos [KUS\$]	24717	23641
Gastos [KUS\$]	15285	14640
Utilidad negocio[KUS\$]	9432	9002

Tabla 6.3: Dosis de ácido en etapa de aglomeración – Evaluación económica

Incremento de altura en pilas de lixiviación:

<i>Evaluación</i>	2 [m]	4 [m]
Tratamiento [kt/mes]	1538	2830
Volumen mineral [m ³]	1012	1862
Recuperación [%]	78,07	77,56
Consumo de ácido [kg/t]	50,09	44,27
Ley de cabeza[%]	0,66	0,66
Densidad mineral [ton/m ³]	1,52	1,52
Cu fino PLS [ktmf]	7,92	14,49
Costo Variable [US\$/t]	3,40	3,40
Precio Cu [US\$/tmf]	2976	2976
Ingresos [KUS\$]	23584	43111
Gastos [KUS\$]	14589	24845
Utilidad negocio[KUS\$]	8995	18266

Tabla 6.4: Altura de pilas –Evaluación económica

*Ecuación de cálculo para utilidad se encuentra en ANEXO C

CAPÍTULO VII

Conclusiones

7. Conclusiones

En base a los resultados anteriores se concluye lo siguiente:

- Sin importar la duración del ciclo de lixiviación, la recuperación de CuT aumenta significativamente de 81.82 a 86 % al incrementar la tasa de riego desde 30[l/m²h] a 35 [l/m²h]. El consumo neto de ácido se incrementa de 53.56 a 57.35 [kg/t] estando dentro del margen del consumo máximo dado por las pruebas de iso-pH.
- La recuperación no se ve afectada notoriamente al incrementar la altura de las pilas a 4[m]. Esto es válido, siempre y cuando se incremente la tasa de riego de manera proporcional a la razón entre alturas. El incremento de altura corresponde a un beneficio considerable en términos de tratamiento dado que permite aumentar al doble sin comprometer la extracción de CuT.
- Para condiciones de aglomeración diferentes, en los ensayos realizados se describe un comportamiento que obedece al mejor pero no significativo incremento en recuperación cuando existe menor dosificación de ácido en etapa de aglomeración. Para consumos de 16[kg/t] en etapa de aglomeración se presenta un leve mejoramiento en recuperación acompañada de un mayor consumo de ácido si comparamos con la condición de aglomerar con 20[kg/t]. Esto ocurre debido a que al adicionar menos ácido, se evita la reacción de la ganga reactiva y solamente coexisten los H⁺ necesarios para mantener en el sistema iones férricos disponibles para la lixiviación de cobre. Como beneficio, el ahorro de ácido en aglomeración contrarrestado con el incremento en el consumo de la lixiviación, es significativo en términos de utilidades del negocio.
- Buenos resultados se obtienen al adicionar NaCl durante la etapa de aglomeración para incrementar la recuperación de cobre no soluble contenido en el mineral. Este

efecto lleva consigo la estabilidad de los iones cuprosos, Cu^+ y a su vez el mejoramiento en la oxidación del ferroso a iones férricos, los cuales favorecen la recuperación metalúrgica del cobre oxidado y sulfurado.

Es sabido que dependiendo de las concentraciones de NaCl presente en la etapa de lixiviación podemos incrementar aún más la recuperación apelando a la disolución de todo el cobre no soluble. Sin embargo, si adicionamos NaCl durante el ciclo de lixiviación, es probable que se presenten complicaciones en la etapa posterior de extracción por solventes.

Para este caso en particular, donde la adición de Cl^- está presente sólo en la aglomeración, las concentraciones de Cl^- fueron inferiores a 3 [gpl] en el PLS. Esto no representa complicación alguna en cuidados tales como utilizar distintos extractantes, o bien utilizar acero inoxidable en piping y estanques. El efecto de mayor relevancia al trabajar en medio clorurado se muestra cuando la concentración de Cl^- es mayor a 5 [gpl] de manera constante, provocando una reducción en la superficie del cátodo afectando la calidad de este. [10]

- Del mismo modo que el área de proceso, los mejores resultados de utilidades para el negocio se presentan cuando la tasa de riego se incrementa al igual que la altura de las pilas; cuando se aglomera con NaCl y finalmente cuando disminuye el consumo de ácido en la aglomeración.

Referencias

1. Varios autores. *Apuntes de Hidrometalurgia*. U de atacama
2. Domic, E.M. 2001. *Hidrometalurgia: Fundamentos, Procesos y Aplicaciones*. Andros impresores Ltda, Santiago, Chile.
3. Prudent, G. 2000. *Manual de operaciones planta de cátodos*. AngloAmerican El Soldado, Chile.
4. AngloAmerican – División Mantoverde. *Metodología de preparación mecánica de muestras*.
5. Benavente O., Hernández M. 2008. *Lixiviación relaves gruesos de flotación Planta de Sulfuros Mantos Blancos*. Departamento de ingeniería Metalúrgica, U. de Antofagasta.
6. Barrera, R., Bustos, S. et al. 2003. *Column leach tests with ROM oxide ore from Lomas Bayas*. Hydrometallurgy of Copper: Leaching and Process Development, Canadian Institute of Mining; Metallurgy and Petroleum, Canadá.
7. Dixon, D.G., Petersen. 2003. *Comprehensive modeling study of Chalcocite column and heap bioleaching*. Hydrometallurgy of Copper: Leaching and Process Development, Canadian Institute of Mining; Metallurgy and Petroleum, Canadá.
8. Bartlett R.W. 1992. *Solution Mining: Leach and Fluid Recovery of materials*. Gordon and Breach Science Publishers, Reading, UK.
9. Troncoso, J.. 2010. *Efecto del férrico y del cloruro en la lixiviación de mineral mixto de cobre de Radomiro Tomic*. Informe de memoria de título para optar al título de ingeniero civil metalúrgico. Universidad de Concepción.

10. Cognis. *Manual de operación de plantas de extracción por solventes: Una visión general de Cognis.*

11. AngloAmerican – División Los Bronces. *Procedimientos de Caracterización MLB.*

Glosario

Aglomeración: Pre tratamiento al proceso en el que se mezclan, un mineral un líquido y aditivos que sometidos a un movimiento de rodadura, producen la agregación de las fracciones finas generando partículas de mayor tamaño.

Amphibole: Anfibolita. Son un conjunto de minerales de la clase de los silicatos.

Apatite: Apatita. Es un mineral con cristales hexagonales y dureza 5. Su composición química aproximada es $\text{Ca}_5(\text{PO}_4)_3(\text{F},\text{Cl},\text{OH})$

Bajada de suero: Producto elaborado de PVC que permite el goteo y sin filtro de un suero o solución.

Barrido: Proceso por el que se revisa sistemáticamente un sistema.

Biotite/Phlogopite: Biotita. Químicamente es un filosilicato de hierro y magnesio, del grupo de las micas, dando lugar a distintos minerales de este grupo por sustituciones en la fórmula: Lepidomelana (FeO), Manganofilita (Mn), Wodanita (Ti), Natrobiotita (Na), Hendricksita (Zn).

Bornite: Bornita. Es un mineral del grupo de los Sulfuros. Es un sulfuro de hierro y cobre, de color cobre manchado con iridiscencias púrpuras.

Carbonates: Carbonatos

Cátodo: Placas de cobre de alta pureza que se obtienen en el proceso de electro refinación y de electro obtención. Tienen una concentración de 99,9% CuT.

Chalcocite/ Digenite: Calcocita / digenita. Son sulfuros del cobre y forma parte de las pirritas, de la clase de los minerales sulfuros.

Chalcopyrite: Calcopirita. Químicamente es un di sulfuro de hierro y cobre con fórmula química: CuFeSe_2

Chlorite: Clorita. Es el nombre genérico de unos aluminosilicatos, del grupo de los filosilicatos, en algunos de los cuales predomina el hierro, mientras que en otros es más importante la proporción de manganeso y de otros metales

Clays: Arcillas

Covellite: Covelina. Sulfuro de cobre de formula química: CuS

Cu Carbonates: Carbonatos de Cobre

Cu Silicates: Silicatos de cobre

Cuarteo: Partir o dividir una muestra en cuartos o partes.

Curado ácido: Consiste en agregar ácido concentrado durante el proceso de lixiviación. Es un pre tratamiento químico que mejora la respuesta de disolución de cobre e inhibe la disolución de la sílice.

Diseño de experimentos: Es una técnica estadística que permite identificar y cuantificar las causas de un efecto dentro de un estudio experimental. En un diseño experimental se manipulan deliberadamente una o más variables, vinculadas a las causas, para medir el efecto que tienen en otra variable de interés.

Disgregar: Separa, desunir un todo que era compacto.

Drenaje: Extracción de soluciones

Efluentes: Líquido que procede de una planta industrial. Solución que drena de un lecho columnar.

Eh-pH: Potencial de una reacción en función de la variación de pH de la misma reacción.

Epidote: Epidota. Es un mineral sorosilicatado de calcio, aluminio y hierro, que responde a la fórmula $\text{Ca}_2(\text{Al, Fe})_3(\text{SiO}_4)_3(\text{OH})$

Extracción por solventes: Método de separación de una o más sustancias de una mezcla mediante el uso de solventes. En el proceso de extracción de cobre se utiliza una resina orgánica diluida en un solvente orgánico la cual se mezcla por agitación la con la solución proveniente de la lixiviación.

Extracción: Fracción de cobre contenido en efluente versus cobre contenido en la alimentación.

Extractante: Resina orgánica que permite capturar el cobre en solución dejando las impurezas en la solución original.

Finos: Material proveniente del chancado, que produce impermeabilización de la pila por su baja granulometría.

Ganga: Material que se descarta al obtener el valioso dentro del mineral.

Glómero: Aglomerados uniformes formados a partir de la aportación de reactivos líquidos en mezcla con movimiento de rodadura.

Hematite: Hematita. Es un mineral compuesto de óxido férrico, cuya fórmula es Fe_2O_3 .

ILS: Solución intermedia obtenida del riego de la pila con refino, la cual se recircula para regar nuevamente la pila obteniéndose así soluciones cargadas de cobre o PLS.

Ión cloruro: Anión inorgánico de cloro. Cl^-

Ión cuproso: Cation. Cu^+

Ión férrico: Cation. Fe^{3+}

Ión ferroso: Cation Fe^{2+}

K- Feldespar: Feldespatos. Son un grupo de minerales tecto y aluminosilicatos que corresponden en volumen a tanto como el 60% de la corteza terrestre. La composición de feldespatos constituyentes de rocas corresponde a un sistema ternario compuesto de ortoclasa (KAlSi_3O_8), albita ($\text{NaAlSi}_3\text{O}_8$) y anortita ($\text{CaAl}_2\text{Si}_2\text{O}_8$).

Ley de cobre: Es el porcentaje de cobre que encierra una determinada muestra.

Ley de mineral: Se refiere a la concentración de oro, plata, cobre, estaño, etc presente en las rocas y en el material mineralizado de un yacimiento.

Limonite: Limonita. Su fórmula general es $\text{FeO}(\text{OH}) \cdot n\text{H}_2\text{O}$

Lixiviación: Proceso hidro-metalúrgico mediante el cual se provoca la disolución de un elemento desde el mineral que lo contiene para ser recuperado en etapas posteriores.

Malla: Tejidos metálicos con aperturas normalizadas que permiten clasificar en tamaños una muestra.

Mass: Masa

Mass Cu: Masa de cobre

Mass Fe: Masa de fierro

Mineral Assay: Ensayo mineralógico

Minerals: Minerales

Muestra cabeza: Muestra tomada de forma representativa sobre la alimentación.

Ore: Mena

Other silicates: Otros silicatos

Others: Otros

Perfil granulométrico: Gráfica en escala logarítmica que muestra la medición y gradación que se lleva a cabo de los granos de una muestra, representando la abundancia de los correspondientes a cada uno de los tamaños previstos por una escala granulométrica.

Pilas de lixiviación: Acumuladores de material mineralizado.

Piping: Tuberías, cañerías y canaletas.

Plagioclase: Plagioclasa

PLS: Solución cargada que percola de la etapa de lixiviación y que ha sido enriquecida por la disolución del cobre desde el mineral.

Pórfido cuprífero: Yacimientos de gran tonelaje y de baja ley que se originan por el emplazamiento de un cuerpo intrusivo en la corteza terrestre en condiciones de gran temperatura.

Pyrite: Pirita. Sulfuro de fierro. FeS_2 .

Pyroxene: Piroxena. Son un importante grupo de silicatos que forman parte de muchas rocas ígneas y metamórficas. Su fórmula general es $\text{XY}(\text{Si,Al})_2\text{O}_6$

Quartz: Cuarzo

QUEMSCAN: Método instrumental de carácter semi-cuantitativo que se basa en la identificación de fases/minerales a través de la combinación de imágenes captadas punto a punto sobre una malla de muestreo de un mineral.

Razón de lixiviación: Criterio de diseño del proceso de lixiviación. Corresponde al volumen lixiviado por toneladas de mineral apilado. Su unidad se expresa en [m³/t]

Recuperación: Fracción de cobre contenido en ripio versus cobre contenido en la alimentación.

Refino: solución empobrecida de cobre luego del proceso de extracción por solventes y que es enviada de vuelta a las pilas para integrarse al proceso de lixiviación.

Ripio: Residuo sólido que queda del proceso de lixiviación.

Rutile/Anatase: Rutilo. Óxido de Titanio. TiO₂.

Sericite: Sericita

Sphene: Esfena / Titanita. Es un mineral del grupo de los Silicatos, subgrupo Nesosilicatos. Químicamente es un silicato de titanio y calcio. CaTiSiO₅.

Sulphates: Sulfatos.

Tasa de riego: Corresponde al volumen de solución de riego por unidad de tiempo y área regada en una pila. Su unidad se expresa en [l/m²h]

Yacimiento: Formación en la que está presente una concentración estadísticamente anómala de minerales (depósitos minerales) presentes en la corteza terrestre o litosfera.

Abreviaturas

CIMM- Tys: Centro de Investigaciones minero - metalúrgicas.

PLS: Pregnant leach solution.

ILS: Intermediate leach solution.

CuT: Cobre Total.

FeT: Fierro Total.

CuS: Cobre soluble. Oxidado.

CuI: Cobre Insoluble. Sulfurado.

NaCl: Cloruro de sodio.

Ktmf: Kilo toneladas métricas finas

Kt/mes: kilo toneladas por mes.

gpl: Gramos por litro.

HDPE: Polietileno de alta densidad.

SX: Extracción por solventes

PROTOSCOLOS DE OPERACIÓN

CARACTERIZACIÓN METALÚRGICA [11]

1. CONSUMO DE ÁCIDO

Laboratorio de óxidos

Definición

Consiste en la determinación del consumo máximo de ácido del mineral y la disolución de cobre en condiciones ideales de tratamiento. La ventaja de esta prueba es que al controlar la acidez libre en las soluciones, se minimizan la disolución de impurezas que perjudican los procesos posteriores a la lixiviación e incentivan los consumos de ácido. En la operación de la lixiviación el consumo será menor que el de esta prueba debido a la mayor granulometría con que se va a trabajar.

Pruebas a realizar

- Test iso-pH -100# a pH 1.75

Procedimiento

1. Se toman 200 [g] de mineral a granulometría 100% bajo 100 mallas Tyler.
2. Se deposita la muestra en el reactor y se contacta con 400[ml] de agua. (33% sólido).
3. La muestra se agita y se mide el nivel de acidez.
4. Se agrega solución de ácido sulfúrico comercial.
5. Se agita constantemente hasta alcanzar pero sin sobrepasar, el nivel de pH escogido.

6. Se contabiliza el ácido sulfúrico agregado.
7. Se mide el pH de la pulpa, adicionando ácido para restablecer el valor de referencia sin llegar nunca a sobrepasarlo, hasta que el parámetro no varíe durante 2 horas.
8. Se detiene la agitación y se determina el ácido adicionado, expresándolo en [kg/t]

Finalmente se determina la recuperación de cobre, para lo cual:

9. Se filtra la pulpa, midiendo el volumen de la solución obtenida.
10. Se lava la torta de filtración con agua .Repetición 6 veces.
11. Una vez finalizada la filtración, se mide el volumen de la solución de lavado.
12. El ripio se coloca en estufa y se seca por 24 horas a 50 °C.
13. El ripio seco se pesa y se analiza por cobre total, cobre soluble y fierro total.
14. Las soluciones se analizan por Cu^{2+} , Fe^{2+} , H^{+} , pH y EH.
15. En base a los análisis de las soluciones y ripio se determina la recuperación de cobre, el consumo de ácido y la recuperación de fierro.

Laboratorio Químico

Reactivos y soluciones:

- Ácido sulfúrico
- Hidróxido de sodio
- Agua destilada.
- Soluciones pH 2,4,7,10
- Ácido clorhídrico 1M.

Procedimiento

1. Pesar 5 [g] de muestra en vaso precipitado de 400[ml]
2. Adicionar 50[ml] de una solución de ácido sulfúrico 0,25 [N]
3. Agitar a 80 rev/min durante 0,5 horas.
4. Filtrar al vacío con papel Watman 40, lavar el residuo 5 veces con agua destilada caliente.

5. Transferir líquido filtrado a vaso de precipitado de 400[ml], lavando el matraz de filtración repetidamente.
6. Titular la solución con hidróxido de Sodio 0,25[N].
7. Registrar el gasto de hidróxido de sodio.

2. BARRIDO DE CURADO

Definición

Consiste en la determinación de la dosis óptima de ácido que se debe emplear en la etapa de aglomeración y curado. Para el mineral se evalúan las dosificaciones óptimas, capaces de producir un máximo de solubilización de cobre e inhibir la disolución de sílice y otras impurezas, sin introducir excesos de ácido libre al sistema.

Pruebas a realizar

Barridos a tiempo de reposo de 24[h], con dosis de ácido variables y que no excedan a la del consumo de ácido. Normalmente se hacen pruebas al mineral entre los rangos de 20% a 100% del consumo total del ácido. La distribución de las sub-muestras es la siguiente:

- 6 lotes de 1 kilo, para determinar la dosis adecuada de agua requerida por el mineral para la formación de un buen aglomerado.
- 5 lotes de 1 kilo cada uno, para la determinación de la dosis óptima de ácido sulfúrico.
- 2 lotes de 1 kilo cada uno, se guardan para pruebas adicionales, tales como determinar tiempo de curado óptimo de aglomerado formado con la dosis óptima de ácido.

Procedimiento

- **Consumo de agua**

1. En una carpeta agregar 1[kg] de mineral a granulometría de operación, la cual se rolea y homogeniza.
2. Agregar agua a la mezcla hasta tener un aspecto seco. Cuantificar el agua.
3. Repetir paso uno, pero esta vez adicionar agua hasta que la carpeta este completamente mojada. Cuantificar agua.
4. Nuevamente, repetir paso uno, añadiendo una dosis de agua equivalente a el promedio de las dos pruebas anteriores.

Realizar este procedimiento las veces que sea necesario. Se recomienda 2 pruebas adicionales más para establecer mejor la dosis.

- **Barrido de Curado**

1. Se vierte una muestra de 1[kg] de mineral a granulometría de operación en una lona limpia de polietileno, la cual se rolea y homogeniza.
2. Se humecta el mineral agregando sucesivamente pequeñas porciones de agua y ácido, calculadas a partir de protocolo de consumo de agua para pruebas de curado, seguido de un roleo para homogenizar la muestra nuevamente. Repetir paso hasta consumir todo el ácido disponible, deteniéndose una vez que el mineral se torne brillos y los finos se hayan adherido a los gruesos formando pequeños terrones.
3. Los minerales curados se guardan en bolsas plásticas selladas y se dejan reposar.
4. Cuantificar agua utilizada y dejar reposar por 24 [h] midiéndose la densidad aparente, ángulo de reposo y temperatura del aglomerado.
5. Ya reposado, se contacta con agua en razón 1:2 y se agita por unos 15 minutos.
6. Se retira la solución y se lavan los ripios 2 veces en proporción 1:4 con agua.
7. El ripio se seca y pesa para analizar por cobre total, cobre soluble y fierro total.

8. Las soluciones se analizan por Cu^{2+} , FeT , Fe^{2+} , H^+ , pH y Eh enviándolas al laboratorio químico.

3. OPERACIÓN EN COLUMNAS

Procedimiento de preparación mecánica del mineral

Chancado

1. Se hace pasar el total del mineral a través del chancador de mandíbula debidamente ajustado para obtener la granulometría deseada.
2. El mineral ya chancado se hace pasar a través de un harnero de tamaño de la granulometría bajo $\frac{1}{2}$ '', [0,0127 m].
3. Todo aquello que no logre pasar a través del harnero es nuevamente chancada. Esto se realiza hasta q todo el mineral sea capaz de pasar a través del harnero.
4. El mineral que es capaz de pasar a través del harnero se acumula para luego realizar el proceso de roleo y cuarteo.

Roleo y cuarteo

1. Se toma el total de la muestra y se coloca sobre el paño de roleo.
2. Se homogeniza la muestra mediante roleo de esta. Este procedimiento se debe realizar al menos 4 veces.
3. Se procede a realizar un cuarteo de la muestra que consiste en la división en cuarteles de la muestra previamente roleada. De esto se extraen los cuartiles opuestos y el restante de la muestra se guarda.
4. De la muestra seleccionada se sigue el procedimiento con un cortador tipo riffle de 2 salidas sucesivamente cada muestra hasta conseguir lotes de 50 [kg]
5. Repetir paso 4 con muestra descartada de roleo.
6. Se almacenan en bolsas para su posterior uso.

Aglomeración

1. El mineral previamente seleccionado para la lixiviación es colocado sobre el paño de roleo.
2. Se adiciona agua en pequeñas cantidades al mineral, roleando alternativamente, hasta que la muestra comience a humedecerse.
3. Posteriormente, se repite el proceso de adición de agua, esta vez incorporando el uso de ácido sulfúrico, que es agregado al mineral después de la adición del agua, para evitar el calentamiento de la muestra.
4. Se realiza este procedimiento hasta que la muestra alcance el nivel de humectación previamente determinado.
5. Si el mineral presenta un exceso de agua durante la aglomeración, la adición de esta es interrumpida. De manera opuesta, si al completar la adición de agua establecida, la muestra presenta un nivel de humectación bajo, es necesario adicionarle agua hasta que el aglomerado alcance una consistencia adecuada.
6. Para el caso del ácido, es imprescindible que se le adicione la cantidad determinada de este, no debiendo quedar ningún excedente tras terminar la aglomeración.

Determinación De las Condiciones De Operación

Preparación de la columna

1. Se desprende el flange del fondo de la columna
2. Se coloca una aspillera sobre la tapa inferior de la columna.
3. Se aperna el flange con la tapa inferior de la columna.
4. Se mide la altura libre de la columna.
5. Se coloca un balde debajo de la columna, para recopilar la solución drenada.

Procedimiento de carga de las columnas

1. El mineral previamente aglomerado es introducido dentro del tacho para llenado de la columna.
2. Se procede a la descarga del tacho dentro de la columna, esto debe realizarse con cuidado para no romper los glómeros de mineral.
3. Este procedimiento se realiza hasta vaciar la totalidad del mineral dentro de la columna.
4. Se golpea cuidadosamente los bordes de la columna, hasta que la altura alcanzada por el mineral sea de 2 [m]
5. Se coloca una aspillera sobre la superficie de mineral dentro de la columna.

Procedimiento de riego de las columnas

1. Una vez transcurrido el tiempo de curado del mineral se procede al riego, el cual se llevará a cabo mediante el uso de una bomba peristáltica, previamente ajustada para entregar el caudal requerido para el riego.
2. Se realizan controles periódicos del flujo de solución entregado por la bomba, esto puede ser cada seis horas.
3. Una vez alcanzado el tiempo de lixiviación, se detiene la bomba.
4. Se deja drenar la columna por un tiempo aproximado de dos días, recopilando la solución drenada.

Procedimiento de descarga de las columnas

1. Una vez que la columna ha dejado completamente de drenar, se retira el balde con la solución acumulada.
2. Se coloca un paño bajo la columna, para recolectar el ripio.
3. Se sueltan todos los pernos que conectan la columna con el flange, excepto uno que servirá de eje para la tapa inferior de la columna. Luego se hace girar la tapa inferior en torno al perno, esperando que el ripio caiga sobre el paño.

4. Si el ripio no cayera libremente por la columna, es necesario golpear los bordes de esta, hasta conseguir que el total del ripio caiga.

5. Se pesa el ripio descargado y se analiza como sigue:

Una muestra de 1 kilo de ripio se envía a análisis para determinación de humedad y análisis químico por cobre total, cobre soluble y fierro total. La segunda muestra se somete a lavado para retirar la solución impregnante y con ello obtener los contenidos de cobre y fierro que realmente quedan en los ripios, para así completar los balances metalúrgicos.

Procedimiento:

- El ripio se lava con 1 [l] de agua agitando por 10 minutos.
- Se deja decantar el sólido sobrenadante.
- La muestra se deja reposar por alrededor de 10 minutos, sacando posteriormente la solución de lavado, enviándose a análisis químico por Cu^{2+} .
- El sólido se filtra y seca para posteriormente homogeneizar y dividir en 2 fracciones.
- Una fracción se envía a análisis como ripio lavado cobre total, cobre soluble y fierro.
- A la otra fracción se le realiza análisis granulométrico para +1" [0,0254 m], +3/4" [0,01905 m], +1/2" [0,0127 m], +3/8" [0,0095 m], +1/4" [0,00635 m], +10#, +20#, +100#, -100#.
- Cada fracción se analiza por cobre total, cobre soluble y fierro total.

Procedimiento de medición de drenajes

Se realiza cada 24 horas, medidos desde que se comienza el riego.

1. Se coloca un balde vacío debajo de la columna, al mismo tiempo que se retira el balde que anteriormente estaba ubicado bajo esta.
2. Se mide en una probeta el volumen del efluente obtenido.
3. Se toma una muestra del efluente para análisis químico.

CARACTERIZACIÓN FÍSICA [11]

1. HUMEDAD NATURAL

Se define como humedad natural a la cantidad de agua que contiene el mineral cuando es extraído del yacimiento pero en general se determina a su llegada al laboratorio. Se expresa como porcentaje del peso total, incluida el agua.

El procedimiento para su determinación es el siguiente:

1. Tomar aproximadamente 10 kilos de mineral.
2. Pesar y anotar su valor.
3. Colocar muestra sobre una bandeja y luego secar en estufa a 50[°C] por 24 horas.
4. Finalmente pesar el mineral seco y calcular humedad.

$$HN(\%) = \frac{(Peso_{humedo} - Peso_{seco}) * 100}{Peso_{seco}}$$

2. DENSIDAD APARENTE

Este valor es utilizado en los cálculos de apilamiento, para determinar el volumen ocupado por un tonelaje dado de mineral, es función del tamaño de chancado, distribución granulométrica, de la técnica y altura de apilamiento. El procedimiento para su determinación es el siguiente:

Se toma la submuestra para caracterización física y se pesa. Para la prueba se necesita una columna de diámetro al menos 5 veces el tamaño de la partícula de mayor tamaño, en este caso se utiliza una columna de 65 centímetros de diámetro y 2 metros de altura. La columna se fija verticalmente, se mide su altura total, se introduce el mineral

cuidando de no segregar ni comprimir la muestra. Al terminar de introducir la muestra en la columna se mide la altura sobrante.

$$DA = \frac{\left(\frac{Pm}{1000} \right)}{\left((Ht - Hs) * \pi * \frac{d^2}{4} \right)}$$

DA : Densidad Aparente [t/m³]

Pm : Peso de la muestra [kg]

Ht : Altura total de la columna [m]

Hs : Altura sobrante de la columna [m]

d : Diámetro interno de la columna [m]

3. PESO ESPECÍFICO

Es el valor absoluto y se usa como referencia. Se determina por picnometría utilizando como medio líquido parafina y mineral reducido bajo 100 mallas Tyler. El procedimiento para su determinación es el siguiente:

- 1.- Pesar picnómetro vacío de 25[ml]
- 2.- Pesar 1 [g] de mineral.
- 3.- Agregar mineral al picnómetro.
- 4.- Pesar nuevamente [m1].

- 5.- Introducir líquido al picnómetro hasta enrasar.
- 6.- Volver a pesar [m2].
- 7.- Medir temperatura a la cual se encuentra la parafina y buscar densidad.
- 8.- Obtener volumen de líquido desplazado por el mineral [V1].
- 9.- Vaciar el picnómetro y enrasar nuevamente con parafina. Volver a pesar [m4].
- 10.- Medir temperatura a la cual se encuentra el líquido y buscar densidad.
- 11.- Obtener volumen del picnómetro [V2].
- 12.- Repetir procedimiento 3 veces. Entregar valor promedio.

$$DS = \frac{m1 - m}{V} = \frac{m1 - m}{V2 - V1} \left[\frac{g}{ml} \right]$$

m = masa picnómetro vacío.

m1 = masa picnómetro + masa mineral.

m2 = masa picnómetro + masa mineral + masa de parafina

m3 = masa de parafina desplazada = m2 - m1

m4 = masa de parafina + masa de picnómetro.

V1 = volumen de líquido desplazada

V2 = volumen de líquido dentro del picnómetro

V = volumen del mineral = V2 - V1

GRÁFICOS COLUMNAS EL SOLDADO

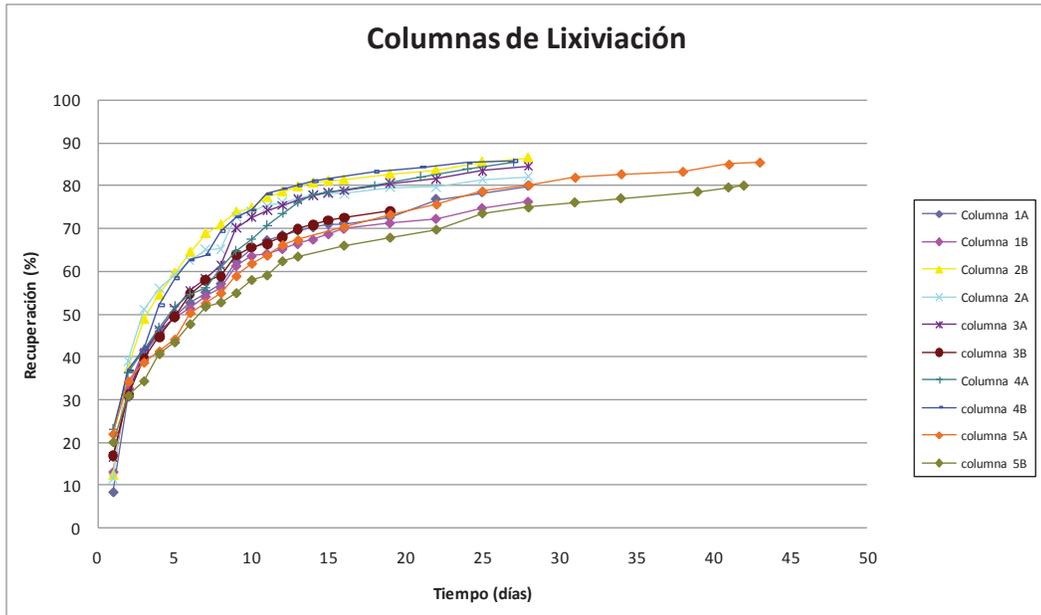


Figura B.1: Cinética de lixiviación de CuT

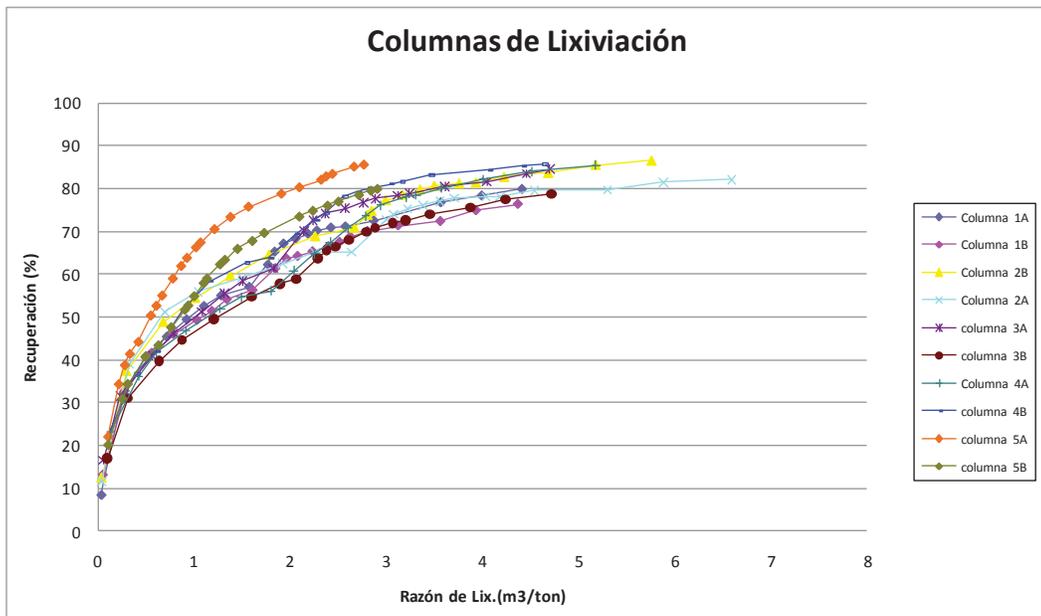


Figura B.2: Cinética de Cu en función de la razón de lixiviación.

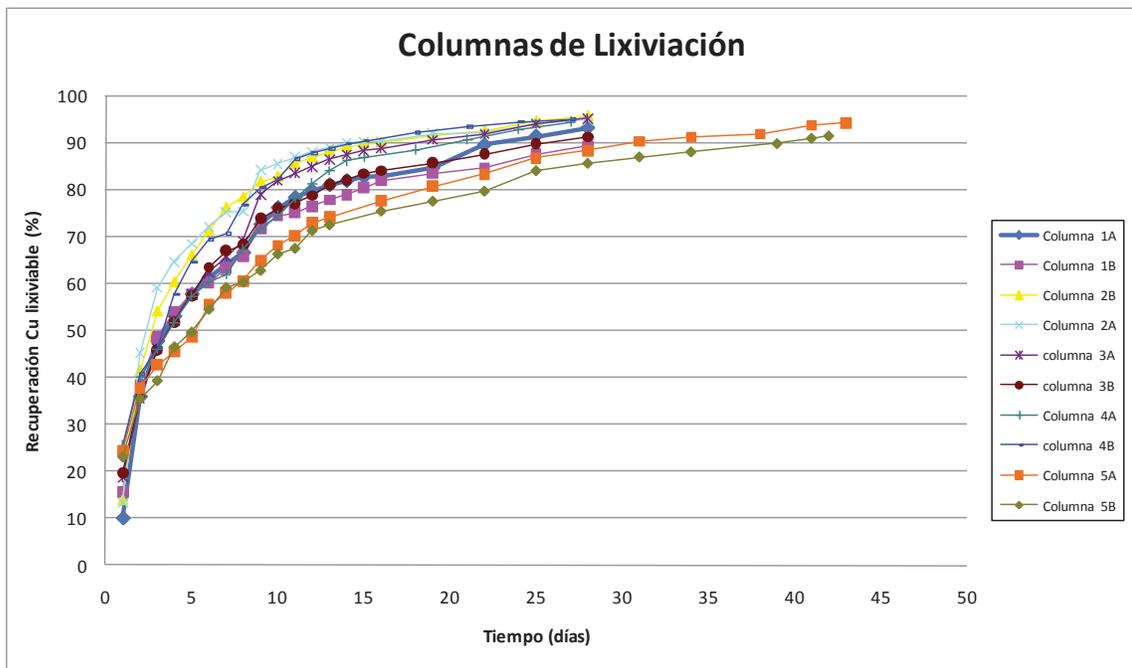


Figura B.3: Cinética de lixiviación de Cu lixiviable

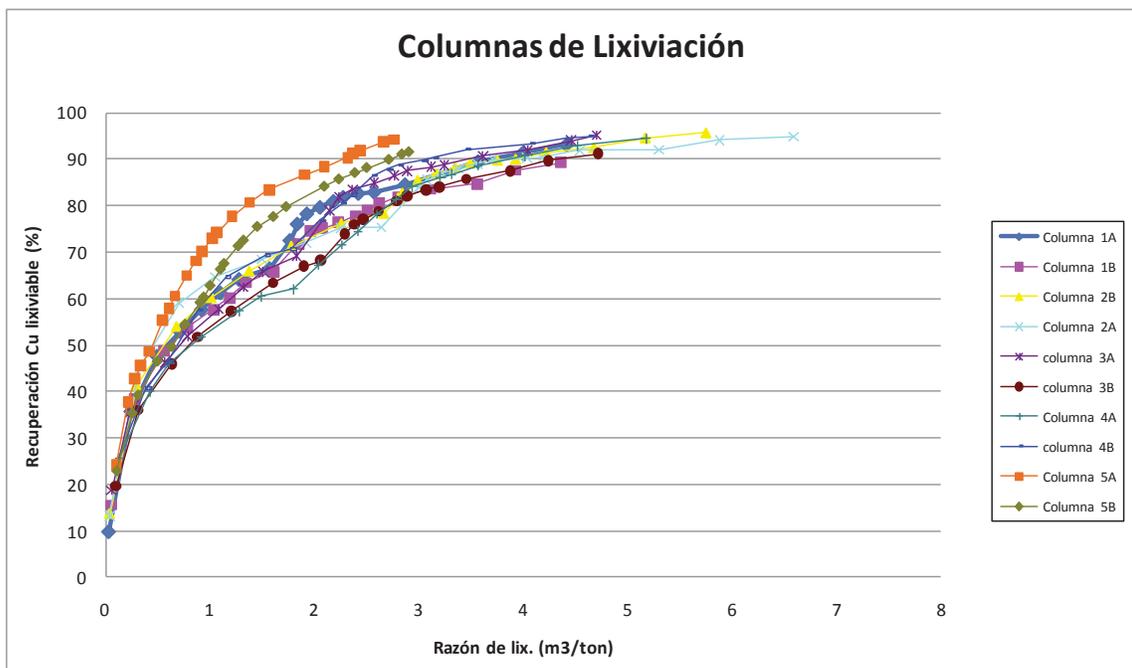


Figura B.4: Cinética de Cu lixiviable en función de la razón de lixiviación

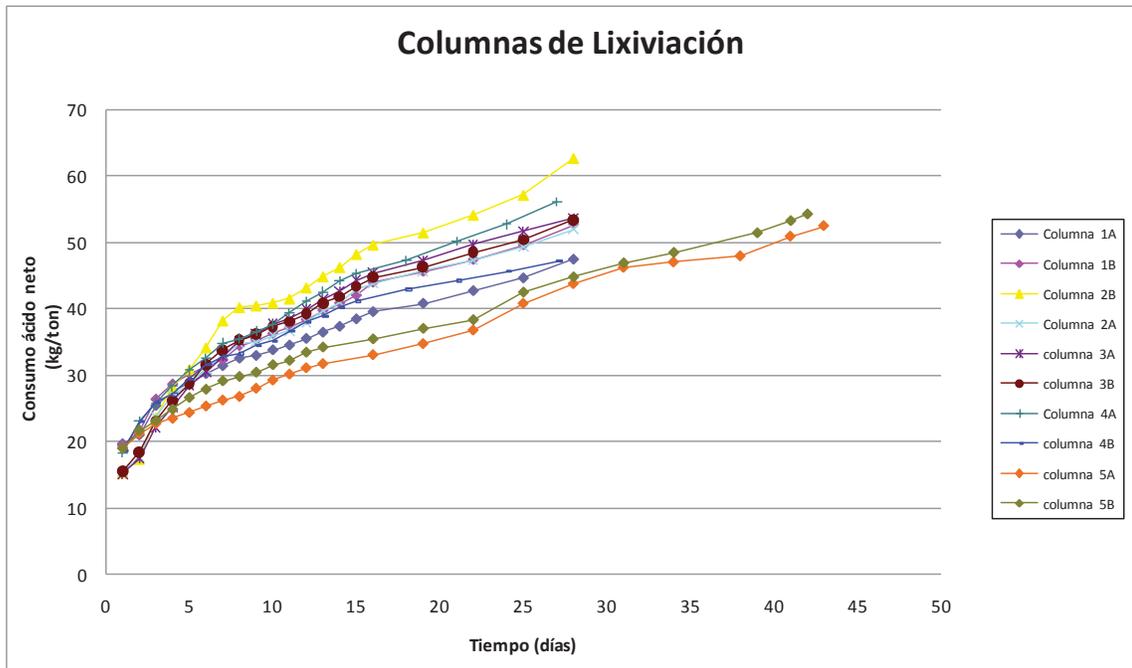


Figura B.5: Consumo de ácido neto durante ciclo de lixiviación

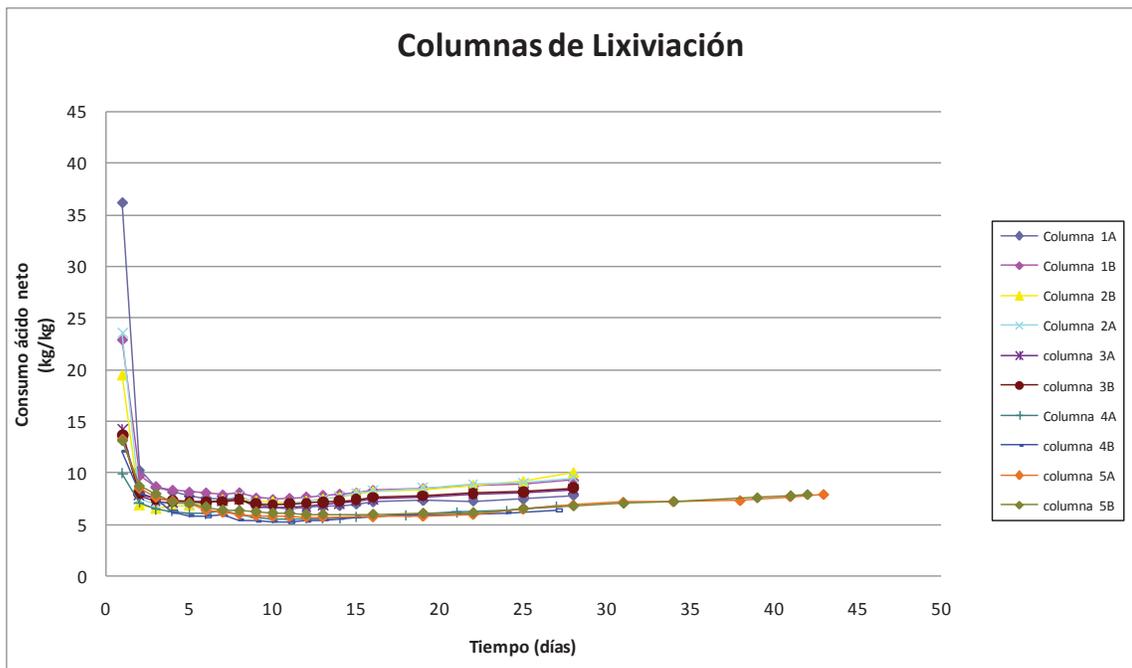


Figura B.6: Consumo de ácido neto por kg de Cu lixiviado

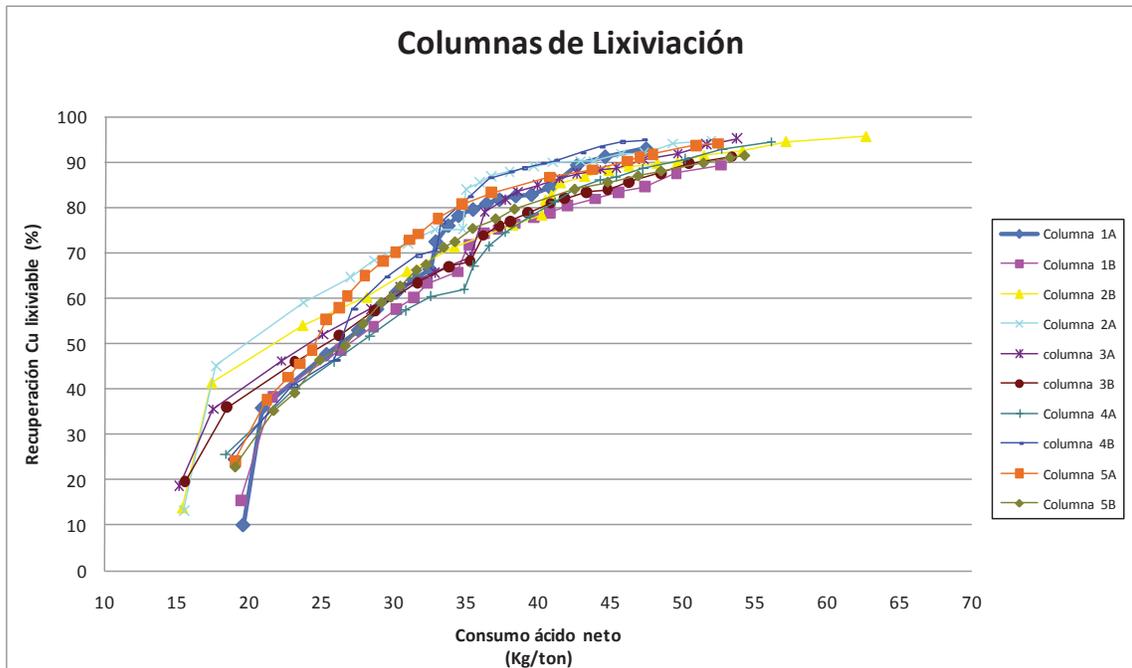


Figura B.7: Recuperación de Cu lixiviable en función del consumo de ácido neto.

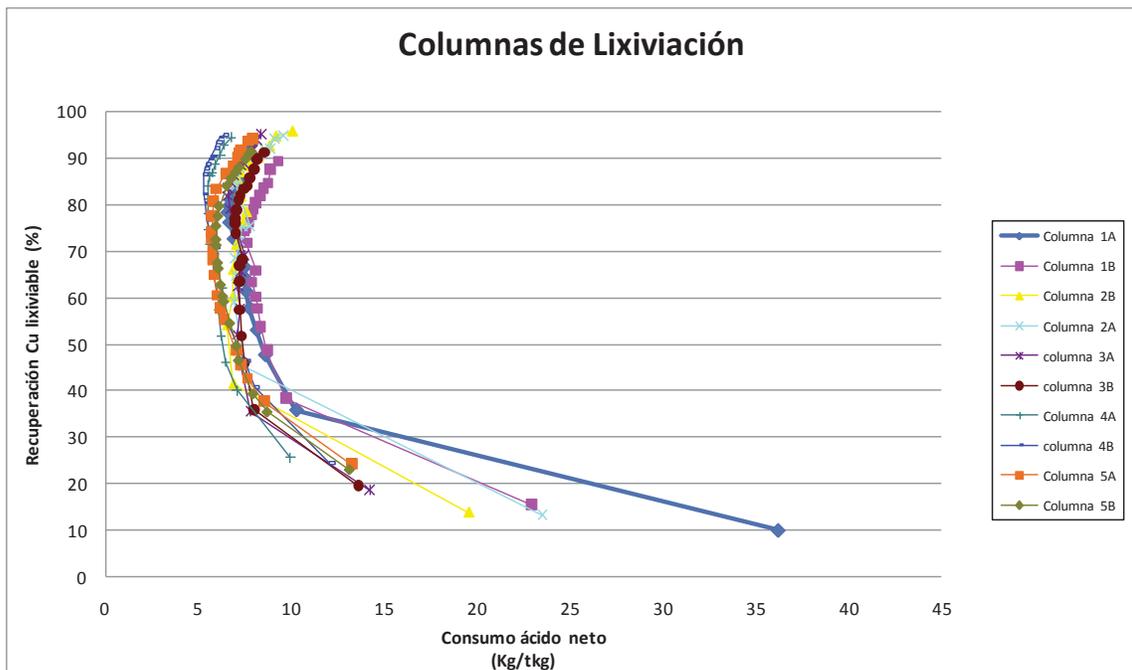


Figura B.8: Recuperación de Cu lixiviable en función del consumo de ácido por kg de Cu lixiviado.

FORMULARIO

Caracterización:

Extracción
$$\frac{(Cu^{+2} * V)_{sln.final}}{(\%Cu * Pseco)_{cabeza}}$$

Recuperación Cab.-ripió:
$$\frac{(\%CuT * Pseco)_{cabeza} - (\%CuT * Pseco)_{ripió}}{(\%CuT * Pseco)_{cabeza}} \times 100$$

Consumo isopH:
$$\frac{V_{gastado} * \rho_{ácido}}{Pseco_{mineral}}$$

Consumo Bruto:
$$consumo\ isopH - \frac{(H^{+} * V)_{sln.final}}{Pseco_{mineral}}$$

Consumo neto: consumo bruto - consumo esteq.

Consumo estequiométrico:
$$\frac{(Pseco * \%CuT)_{cabeza} - (Pseco * \%CuT)_{ripió}}{Pseco_{cabeza} * \frac{PM_{H_2SO_4}}{PM_{Cu}}}$$

Evaluación Económica:

Utilidad del negocio:

$$(CufinoPLS * precio\ Cu)_{ingresos} - (costo\ variable + costo\ insumo)_{gastos}$$

HOJAS DE CÁLCULOS

Pruebas IsopH - Mineral Veta Blanca Granulometría 100% - 100ty

ALIMENTACIÓN							
pH	P. Hum	Hum.	P. Seco	CuT	CuS	Cui	FeT
	kg	%	kg	%	%	%	%
1,75	0,21	4,90	0,20	0,66	0,47	0,19	2,47

SOLUCIÓN FINAL							
Solución	Volumen	H+	pH	Cu	FeT	Fe+2	Fe+3
	Lts	gpl		gpl	gpl	gpl	gpl
Obtenida	0,38	(1,0)	2,14	2,05	0,00	0,07	-0,07
Lavado	0,50	(1,0)	3,15	0,50	0,04	0,00	0,04
Lavado 2	0,49	(1,0)	3,15	0,00	0,25	0,00	0,25
Total	1,37	0		0,76	0,10	0,02	0,08

RIPIOS				
P. Seco	CuT	CuS	Cui	FeT
kg.	%	%	%	%
0,196	0,28	0,14	0,14	2,38

TEST ISOpH					
Tiempo lix.		pH		Consumo H+	
min	Hr	inicial	final	ml	kg/ton
0	0	8,44	1,76	2,40	22,08
5	0,08	4,17	1,75	3,50	32,21
10	0,17	3,36	1,75	4,40	40,49
15	0,25	2,9	1,75	5,10	46,93
20	0,33	2,23	1,75	5,60	51,53
30	0,50	2,19	1,75	6,00	55,21
45	0,75	2,04	1,75	6,30	57,97
60	1,00	1,86	1,75	6,45	59,35
90	1,50	2,13	1,75	6,85	63,03
120	2,00	1,9	1,75	7,00	64,41
150	2,50	1,83	1,75	7,10	65,33
180	3,00	1,81	1,75	7,15	65,79
210	3,50	1,79	1,75	7,20	66,25
240	4,00	1,75	1,75	7,20	66,25

EXTRACCIÓN		RECUPERACION				CONSUMO ACIDO			
CuT	FeT	CuT	CuS	Cui	FeT	BRUTO	ESTEIQ	NETO	ESPEC
%	%	%	%	%	%	kg/ton	kg/ton	kg/ton	kg/kgCu
79	3	58	71	28	5	66	6	60	2

Figura D.1: Prueba isopH muestra n°1

Pruebas IsopH - Mineral Veta Blanca
Granulometría 100% - 100ty

ALIMENTACIÓN							
pH	P. Hum	Hum.	P. Seco	CuT	CuS	Cui	FeT
	kg	%	kg	%	%	%	%
1,75	0,21	4,90	0,20	0,66	0,47	0,19	2,43

SOLUCIÓN FINAL							
Solución	Volumen	H+	pH	Cu	FeT	Fe+2	Fe+3
	Lts	gpl		gpl	gpl	gpl	gpl
Obtenida	0,28	(1,0)	2,15	1,45			0,00
Lavado	1,02	(1,0)	3,15	0,15			0,00
Total	1,30	0		0,43	0,00	0,00	0,00

RIPIOS				
P. Seco	CuT	CuS	Cui	FeT
kg.	%	%	%	%
0,198	0,41	0,24	0,17	2,20

TEST ISOpH				
Tiempo lix.		pH	Consumo	
min	Hr		ml	kg/ton
0	0	8,57	3,5	32,20
5	0,08	1,74	4,1	37,72
15	0,25	1,72	4,7	43,24
20	0,33	1,73	5,0	46,00
30	0,50	1,75	5,2	47,84
45	0,75	1,75	5,5	50,60
60	1,00	1,75	5,7	52,44
75	1,25	1,75	5,8	53,36
90	1,50	1,75	5,9	54,28
110	1,83	1,75	6,0	55,20
150	2,50	1,75	6,1	55,66
180	3,00	1,75	6,1	56,12
210	3,50	1,75	6,2	56,58
240	4,00	1,73	6,2	56,81
270	4,50	1,75	6,2	57,04
300	5,00	1,75	6,2	57,27
330	5,50	1,74	6,3	57,50
360	6,00	1,76	6,3	57,50
390	6,50	1,75	6,3	57,50

EXTRACCIÓN		RECUPERACION				CONSUMO ACIDO			
CuT	FeT	CuT	CuS	Cui	FeT	BRUTO	ESTEQ	NETO	ESPEC
%	%	%	%	%	%	kg/ton	kg/ton	kg/ton	kg/kgCu
43	0	39	49	11	10	58	4	54	2

Figura D.2: Prueba isopH muestra n°2

AGLOMERACIÓN PROMINING

BARRIDO DE CURADO - VETA BLANCA 100% - 1/2''

Tiempo de curado = 24 Hrs.

Consumo ácido = 46 kg/ton

muestra	H+	CABEZA							RIPIOS				
	cur	P.HUM	HUM	P.SECCO	CuT	CuS	CuI	FeT	P.SECC	CuT	CuS	CuI	FeT
#	kg/ton	kg	%	kg	%	%	%	%	kg	%	%	%	%
30% Cons.	14	1,28	4,9	1,22	0,95	0,80	0,15	2,56	1,12	0,67	0,55	0,12	2,45
40% Cons.	18	1,26	4,9	1,20	0,95	0,80	0,15	2,56	1,17	0,58	0,44	0,14	2,33
44% Cons.	20	1,31	4,9	1,25	0,95	0,80	0,15	2,56	1,21	0,57	0,47	0,10	2,30
50% Cons.	23	1,25	4,9	1,20	0,95	0,80	0,15	2,56	1,16	0,50	0,40	0,10	2,36
60% Cons.	27	1,25	4,9	1,19	0,95	0,80	0,15	2,56	1,13	0,47	0,40	0,07	2,34
70% Cons.	32	1,29	4,9	1,23	0,95	0,80	0,15	2,56	1,15	0,51	0,41	0,10	2,23

CONDICIONES AGLOMERACIÓN						SOLUCION FILTRADA												
Prueba	H+cur	ácido	Sol.cur	P.HUM	HUM	volume	Cu++		FeT		Fe+2		Fe+3		H+ final		pH	Eh
#	kg/ton	ml	k/ton	kg	%	lts	gpl	grs	gpl	grs	gpl	grs	gpl	grs	gpl	grs	-	mV.
30% Cons.	14	9	56	1,34	10	1,89	3,43	6,5	0,01	0,02	0,03	0,06	0,0	0,0	0,00	0,0	4,25	321
40% Cons.	18	12	56	1,32	10	1,7	4,99	8,5	0,01	0,02	0,03	0,05	0,0	0,0	0,00	0,0	3,99	381
44% Cons.	20	14	56	1,38	10	1,75	5,49	9,6	0,11	0,19	0,20	0,35	-0,1	-0,2	0,00	0,0	3,13	442
50% Cons.	23	16	56	1,32	10	1,69	5,50	9,3	0,30	0,51	0,14	0,24	0,2	0,3	0,00	0,0	2,91	489
60% Cons.	27	19	56	1,31	10	1,65	5,90	9,7	0,43	0,71	0,45	0,74	0,0	0,0	0,00	0,0	2,93	458
70% Cons.	32	22	56	1,35	10	1,8	6,68	12,0	0,62	1,12	0,20	0,36	0,4	0,8	0,00	0,0	2,75	488

Prueba	H+cur	CONSUMO ACIDO			RECUPERACION					EXTRACCIÓN	
		TOTAL	ESTEQUE	NETO	H+/Cu	CuT	CuS	CuI	FeT	CuT	FeT
#	kg/ton	k/ton	kg/ton	k/ton	k/k	%	%	%	%	%	%
	0					0					0
30% Cons.	14	11	5,2	6	1	35	37	27	12	56	0,1
40% Cons.	18	15	6,0	9	2	41	47	9	12	74	0,1
44% Cons.	20	16	6,2	10	2	42	43	36	13	81	0,6
50% Cons.	23	19	7,2	12	2	49	51	35	11	82	1,7
60% Cons.	27	23	7,8	15	3	53	53	56	13	86	2,3
70% Cons.	32	26	7,3	19	3	49	52	37	18	103	3,6

Figura D.3: Prueba barrido de curado en planta Promining

Columna 1A

Caracterización física		
Densidad	(kg/lt)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,94
Peso Mineral	(kg)	50,1
Peso mineral Seco	(kg)	47,76
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	123
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,637
CuS	(%)	0,5458
FeT	(%)	2,2479
Razón solubilidad		0,8575

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación										Solución Efluente										Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo ácido neto			
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)			Cl (mgpl)	Eh (volts)	CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	(kg/kg)	(kg/ton)
19-10-2010	1	1,53	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	1,53	18005	9600	1040	8560	1	2,44	9400	4660	153	493,5	0,032	3,495	8,482	9,892	-0,89	36,245	19,57
20-10-2010	2	10,2	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	10,2	7770	13600	3990	9610	1	2,4	9250	4600	493	463,5	0,246	23,3	30,69	35,79	-3,03	10,273	20,91
21-10-2010	3	11,98	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	11,98	3730	15600	6350	9250	0,5	2	9250	4600	493	462,5	0,496	27,36	40,85	47,64	-3,31	8,5928	25,36
22-10-2010	4	10,4	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	10,4	2555	16350	6570	9780	4,6	1,82	9250	4600	493	461,1	0,714	23,76	45,42	52,97	-2,58	8,1491	27,57
23-10-2010	5	9,85	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	9,85	2463	15600	6400	9200	6,27	1,65	9250	4600	493	463,7	0,92	22,5	49,44	57,66	-2,58	7,7508	28,85
24-10-2010	6	8,6	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	8,6	2338	16200	6830	9370	5,31	1,69	9250	4600	493	458	1,101	19,64	52,55	61,28	-1,94	7,572	30,18
25-10-2010	7	8,56	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	8,56	2120	16300	7360	8940	5,83	1,67	9250	4600	493	455	1,28	19,55	55,03	64,18	-1,22	7,487	31,39
26-10-2010	8	13,98	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	13,98	1915	16100	7310	8790	7,47	1,45	9000	3800	294	485,6	1,572	31,93	57,03	66,5	-0,18	7,4702	32,52
27-10-2010	9	9,32	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	9,32	1921	15800	7240	8560	7,45	1,54	9000	3800	294	481,6	1,768	21,29	62,22	72,56	4,16	6,9017	32,93
28-10-2010	10	3,34	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	3,34	3340	14800	6790	8010	0,5	2,06	9000	3800	294	482	1,838	7,629	65,24	76,09	5,031	6,6663	33,79
29-10-2010	11	4,4	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	4,4	1891	13900	6690	7210	3,17	1,8	9000	3800	294	460,9	1,93	10,05	67,13	78,28	5,81	6,5778	34,51
30-10-2010	12	6	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6	845	12500	6870	5630	6,11	1,6	9000	3800	294	468	2,055	13,71	68,32	79,68	6,592	6,6505	35,51
31-10-2010	13	6,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6,2	779	12500	7090	5410	6,38	1,66	9000	3800	294	460,5	2,185	14,16	69,42	80,96	7,401	6,7311	36,45
01-11-2010	14	4,4	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	4,4	761	12200	7210	4990	4,21	1,72	9000	3800	294	453,2	2,277	10,05	70,17	81,84	7,851	6,8346	37,34
02-11-2010	15	6,97	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	6,97	722	12300	7360	4940	3,67	1,59	7680	4230	76	450	2,423	15,92	70,87	82,65	8,306	7,0011	38,47
03-11-2010	16	7,19	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	7,19	517	12200	7080	5120	4,41	1,65	7680	4230	76	451,6	2,574	16,42	71,11	82,93	8,708	7,2041	39,57
06-11-2010	19	14,15	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	14,15	517	12900	7070	5830	6,99	1,55	7680	4230	76	450,1	2,87	10,77	72,52	84,57	11,48	7,3337	40,83
09-11-2010	22	33,36	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	33,36	719	13000	6830	6170	7,69	1,48	7680	4230	76	452,1	3,568	25,4	76,75	89,51	16,14	7,2928	42,75
12-11-2010	25	20,4	212	11900	6310	5590	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	20,4	447	13300	7290	6010	7,75	1,42	7680	4230	76	453,4	3,996	15,53	78,33	91,35	18,8	7,449	44,67
15-11-2010	28	20	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	20	526	13500	7670	5830	5,75	1,55	7680	4230	76	453,4	4,414	15,23	79,85	93,13	20,85	7,8341	47,51

Figura D.4:Columna 1A

Columna 1B

Caracterización física		
Densidad	(kg/lt)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,94
Peso Mineral	(kg)	46
Peso mineral Seco	(kg)	43,85
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	79
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,6381
CuS	(%)	0,545
FeT	(%)	2,7431
Razón solubilidad		0,8541

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
19-10-2010	1	2,44	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	2,44	16340	12000	1680	10320	1	2,44	9500	4630	143	479,5	0,056	5,573	13,24	15,51	-0,78	22,95	19,4
20-10-2010	2	9,9	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	9,9	6670	14700	5210	9490	1	2,36	9750	4400	175	459,1	0,281	22,61	32,77	38,37	-1,73	9,711	21,61
21-10-2010	3	12,28	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	12,28	3160	16600	6910	9690	0,5	2	9750	4400	175	458,3	0,561	28,05	41,59	48,69	-0,96	8,702	26,32
22-10-2010	4	9,82	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	9,82	2479	17100	7290	9810	4	1,85	9750	4400	175	457,4	0,785	22,43	46	53,86	0,263	8,347	28,6
23-10-2010	5	10,8	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	10,8	2062	16500	7300	9200	6,27	1,65	9750	4400	175	459	1,032	24,67	49,25	57,66	1,071	8,162	30,18
24-10-2010	6	6,8	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	6,8	2113	16500	7480	9020	5,31	1,69	9750	4400	175	455,8	1,187	15,53	51,37	60,15	1,693	8,087	31,36
25-10-2010	7	6,82	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	6,82	2366	17000	7700	9300	5,83	1,67	9750	4400	175	450,8	1,342	15,58	54,12	63,36	2,6	7,885	32,29
26-10-2010	8	11,7	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	11,7	1983	17100	7650	9450	3,53	1,45	8750	3700	324	485	1,609	26,72	56,22	65,82	4,351	8,102	34,39
27-10-2010	9	10,36	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	10,36	1603	16200	7210	8990	6,45	1,59	8750	3700	324	476,7	1,845	23,66	61,31	71,78	9,001	7,586	35,21
28-10-2010	10	5,02	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	5,02	1860	15300	7340	7960	3,32	1,98	8750	3700	324	480,3	1,96	11,47	63,59	74,45	10,38	7,44	36,23
29-10-2010	11	5,1	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	5,1	908	13100	6330	6770	2,76	1,66	8750	3700	324	462,9	2,076	11,65	64,17	75,13	10,84	7,557	37,21
30-10-2010	12	6,8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6,8	688	12000	6380	5620	5,87	1,64	8750	3700	324	469	2,231	15,53	65,26	76,41	11,35	7,691	38,35
31-10-2010	13	7,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,2	692	12000	6530	5470	5,26	1,64	8750	3700	324	463,1	2,395	16,45	66,42	77,77	11,89	7,85	39,7
01-11-2010	14	5,1	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	5,1	798	12000	6700	5300	4,02	1,79	8750	3700	324	453,2	2,512	11,65	67,44	78,96	12,27	7,966	40,82
02-11-2010	15	4,86	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	4,86	1151	12200	6560	5640	0,5	1,99	7600	4230	70	446,8	2,623	11,1	68,72	80,45	12,52	8,064	42
03-11-2010	16	7,78	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	7,78	867	11900	6710	5190	0,5	2,16	7600	4230	70	447,1	2,8	17,77	69,97	81,92	12,71	8,324	43,93
06-11-2010	19	14	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	14	481	12900	6900	6000	6,45	1,58	7600	4230	70	451,7	3,119	10,66	71,3	83,48	15,15	8,505	45,58
09-11-2010	22	19,2	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	19,2	478	12300	7040	5260	6,87	1,54	7600	4230	70	449,1	3,557	14,62	72,29	84,64	16,43	8,743	47,35
12-11-2010	25	16,2	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	16,2	646	13900	8230	5670	5,27	1,62	7600	4230	70	453,6	3,926	12,33	74,81	87,58	19,66	8,891	49,56
15-11-2010	28	19,1	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	19,1	511	14700	8100	6600	5,61	1,63	7600	4230	70	453,6	4,362	14,54	76,29	89,32	23,32	9,306	52,66

Figura D.5:Columna 1B

Columna 2A

Caracterización física		
Densidad	(kg/lt)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,95
Peso Mineral	(kg)	43
Peso mineral Seco	(kg)	40,99
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	35
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	16
Refino	(kg/ton)	114
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,5716
CuS	(%)	0,4946
FeT	(%)	3,0159
Razón solubilidad		0,8654

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
19-10-2010	1	1,5	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	1,5	19080	4100	160	3940	1	2,27	7575	4830	140	488,6	0,037	3,426	11,48	13,26	-1,43	23,545	15,45
20-10-2010	2	11,9	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	11,9	6580	13400	4810	8590	1	2,48	9250	4400	165	446,5	0,327	27,18	39,05	45,13	-3,78	7,4636	17,68
21-10-2010	3	15,3	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	15,3	3000	19200	7010	12190	1	2,34	9250	4400	165	450,1	0,7	34,95	51,13	59,08	0,362	6,9397	23,72
22-10-2010	4	14,2	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	14,2	2015	17500	7370	10130	4,71	1,73	9250	4400	165	460	1,047	32,44	55,94	64,64	2,544	7,0248	26,97
23-10-2010	5	18,5	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	18,5	1634	16300	7800	8500	8,89	1,45	9250	4400	165	457,9	1,498	42,26	59,2	68,41	3,592	6,9983	28,61
24-10-2010	6	17,4	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	17,4	1670	16600	8330	8270	6,68	1,48	9250	4400	165	453,6	1,922	39,74	62,4	72,11	5,281	7,2172	30,96
25-10-2010	7	13,8	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	13,8	1692	16900	8790	8110	6,72	1,59	9250	4400	165	448,9	2,259	31,52	65,07	75,19	6,955	7,3541	32,85
26-10-2010	8	15,62	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	15,62	1495	16600	7780	7520	6,79	1,53	8750	3700	255	478,8	2,64	35,68	65,16	75,3	8,598	7,7905	34,75
27-10-2010	9	14,88	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	14,88	1426	15200	7400	3400	8,65	1,45	8750	3700	255	474,3	3,003	33,99	72,78	84,1	13,89	7,0347	35,01
28-10-2010	10	3	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	3	1568	15800	7600	4400	4,43	1,68	8750	3700	255	474,1	3,076	6,853	74,03	85,55	14,82	6,9815	35,96
29-10-2010	11	6	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	6	1077	13300	6290	5710	4,52	1,65	8750	3700	255	463,5	3,223	13,71	75,28	86,99	15,45	7,0179	36,72
30-10-2010	12	6,4	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6,4	541	11500	6130	4970	5,59	1,65	8750	3700	255	468,5	3,379	14,62	76,11	87,94	15,65	7,2108	38
31-10-2010	13	7,4	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,4	551	11800	6270	4830	4,13	1,66	8750	3700	255	468,3	3,559	16,9	77,09	89,08	16,07	7,4848	39,69
01-11-2010	14	6	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6	527	11800	6520	4580	4,59	1,74	8750	3700	255	458,3	3,706	13,71	77,82	89,93	16,41	7,6941	41,02
02-11-2010	15	13,46	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	13,46	466	12100	6280	5320	5,68	1,48	7730	4210	88	458,1	4,034	30,74	78,1	90,25	16,96	8,0793	42,93
03-11-2010	16	6,1	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	6,1	431	12100	6610	4990	5,54	1,6	7730	4210	88	453,6	4,183	13,93	78,14	90,3	17,2	8,2691	43,82
06-11-2010	19	14,65	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	14,65	437	12800	6870	3930	5,94	1,57	7730	4210	88	450,5	4,54	11,15	79,53	91,9	19,57	8,5468	45,74
09-11-2010	22	31,12	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	31,12	342	12000	6630	4870	8,87	1,31	7730	4210	88	451,5	5,299	23,69	79,65	92,04	20,83	8,8585	47,34
12-11-2010	25	23,8	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	23,8	390	13700	7240	4260	8	1,37	7730	4210	88	455	5,88	18,12	81,46	94,13	25,07	9,0828	49,31
15-11-2010	28	29,06	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	29,06	342	13600	7340	5060	8,87	1,37	7730	4210	88	455	6,589	22,13	82,1	94,81	27,89	9,556	52

Figura D.6:Columna 2A

Columna 2B

Caracterización física		
Densidad	(kg/lit)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,955
Peso Mineral	(kg)	43
Peso mineral Seco	(kg)	40,99
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	35
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	16
Refino	(kg/ton)	94
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,6265
CuS	(%)	0,5665
FeT	(%)	2,5111
Razón solubilidad		0,9042

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (mgpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
19-10-2010	1	1,72	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	1,72	19830	5000	100	4900	1	2,71	7875	4680	164	513	0,042	3,929	12,51	13,83	-1,81	19,54	15,32
20-10-2010	2	10,54	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	10,54	7220	13000	4460	8540	1	2,51	9750	4100	194	447,8	0,299	24,08	37,42	41,38	-4,73	6,884	17,35
21-10-2010	3	15,72	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	15,72	3020	18800	7110	11690	0,5	2,34	9750	4100	194	449	0,683	35,91	48,86	54,03	-0,23	6,546	23,65
22-10-2010	4	13,6	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	13,6	2282	17700	7410	10290	0,5	2,02	9750	4100	194	454,6	1,014	31,06	54,47	60,24	2,549	6,852	28,11
23-10-2010	5	14,95	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	14,95	2106	17000	7550	9450	4,72	1,76	9750	4100	194	456,6	1,379	34,15	59,63	65,94	4,582	6,86	30,89
24-10-2010	6	16,5	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	16,5	1997	16500	7810	8690	4,11	1,78	9750	4100	194	452	1,782	37,69	64,5	71,33	6,345	7,031	34,18
25-10-2010	7	19,68	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	19,68	1807	16600	8090	8510	3,87	1,58	9750	4100	194	450,4	2,262	44,95	68,85	76,14	8,639	7,416	38,22
26-10-2010	8	16,62	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	16,62	1791	16500	7810	7490	6,789	1,72	8750	3700	254	475,6	2,667	37,96	70,85	78,36	10,58	7,564	40,23
27-10-2010	9	5,66	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	5,66	1590	15900	7480	3320	8,65	1,51	8750	3700	254	472	2,805	12,93	73,86	81,68	13,38	7,269	40,48
28-10-2010	10	1,68	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	1,68	2026	15400	7830	4170	4,43	1,88	8750	3700	254	466,8	2,846	3,837	74,8	82,72	13,94	7,205	40,9
29-10-2010	11	6	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	6	1658	14800	7410	4590	4,52	1,96	8750	3700	254	452,5	2,993	13,71	77,3	85,48	15,57	7,08	41,52
30-10-2010	12	7,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,2	692	12100	6580	4520	4,63	1,77	8750	3700	254	467,1	3,168	16,45	78,56	86,88	16,27	7,259	43,2
31-10-2010	13	7,5	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,5	658	12300	6430	4670	4,4	1,76	8750	3700	254	465,1	3,351	17,13	79,78	88,23	17,14	7,459	44,88
01-11-2010	14	6	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6	598	12200	6880	4220	4,26	1,81	8750	3700	254	458,1	3,498	13,71	80,62	89,16	17,78	7,634	46,27
02-11-2010	15	10,62	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	10,62	550	12000	6510	5090	3,85	1,63	7620	4140	85	455,3	3,757	24,26	81,17	89,77	18,2	7,955	48,25
03-11-2010	16	7,16	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	7,16	493	11900	6550	5050	3,55	1,74	7620	4140	85	452,2	3,931	16,35	81,38	90	18,4	8,199	49,65
06-11-2010	19	12	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	12	498	12800	6840	3960	5,01	1,65	7620	4140	85	449,1	4,224	9,137	82,7	91,46	20,74	8,418	51,48
09-11-2010	22	18,72	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	18,72	462	12600	7080	4420	5,07	1,62	7620	4140	85	447,4	4,681	14,25	83,64	92,5	22,74	8,808	54,15
12-11-2010	25	20,2	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	20,2	450	14000	7540	3960	5,37	1,52	7620	4140	85	453,6	5,174	15,38	85,52	94,57	27,64	9,159	57,16
15-11-2010	28	23,82	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	23,82	400	14200	7810	4590	3,11	1,54	7620	4140	85	453,6	5,755	18,14	86,5	95,66	31,81	10,05	62,7

Figura D.7:Columna 2B

Columna 3A

Caracterización física		
Densidad	(kg/lit)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,94
Peso Mineral	(kg)	44
Peso mineral Seco	(kg)	41,94
Tasa riego ILS	(lit/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lit/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	16
Refino	(kg/ton)	94
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,6416
CuS	(%)	0,5696
FeT	(%)	2,5572
Razón solubilidad		0,8879

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación										Solución Efluente										Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lit/m2hr)	Recuperación			Consumo			
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (mgpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)			Cl (mgpl)	Eh (volts)	CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	ácido neto (kg/ton)
19-10-2010	1	2,46	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	2,46	19260	8600	900	7700	1	2,4	9425	5110	150	486	0,059	5,619	16,55	18,64	-1,66	14,22	15,1
20-10-2010	2	7,4	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	7,4	6600	13500	5680	7820	1	2,48	10250	4200	323	443	0,235	16,9	31,54	35,52	-3,28	7,823	17,47
21-10-2010	3	13,98	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	13,98	2970	18700	7900	10800	1	2,34	10250	4200	323	446,8	0,568	31,93	40,99	46,16	0,431	7,255	22,2
22-10-2010	4	9,2	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	9,2	2735	18350	8570	9780	1	2,34	10250	4200	323	439,6	0,788	21,01	46,16	51,99	2,789	7,1	25,08
23-10-2010	5	12,4	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	12,4	2325	17600	8540	9060	1	2,5	10250	4200	323	447,3	1,083	28,32	51,25	57,72	5,101	7,252	28,41
24-10-2010	6	9,8	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	9,8	2388	17800	8580	9220	3,87	1,96	10250	4200	323	445,6	1,317	22,38	55,44	62,43	7,294	7,135	30,45
25-10-2010	7	8,12	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	8,12	2214	17900	8980	8920	0,5	2,08	10250	4200	323	438,8	1,511	18,55	58,38	65,75	9,187	7,303	32,84
26-10-2010	8	13,26	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	13,26	2089	16900	8260	7040	3,6	1,93	8500	3700	294	473	1,827	30,29	61,37	69,12	11,16	7,479	35,23
27-10-2010	9	13,4	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	13,4	1987	16100	7740	3060	6,13	1,62	8500	3700	294	470,1	2,146	30,61	70,14	78,99	17,79	6,711	36,27
28-10-2010	10	3,82	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	3,82	2379	15700	7970	4030	0,5	2	8500	3700	294	463,5	2,237	8,726	72,68	81,85	19,1	6,603	37,73
29-10-2010	11	5,4	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	5,4	1330	13900	6890	5110	4,13	1,82	8500	3700	294	457,3	2,366	12,33	74,16	83,53	20,06	6,592	38,56
30-10-2010	12	8,6	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	8,6	619	11900	6680	4420	6,96	1,55	8500	3700	294	466,1	2,571	19,64	75,38	84,89	20,7	6,74	39,93
31-10-2010	13	8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	8	701	12000	6580	4520	5,47	1,62	8500	3700	294	462,5	2,762	18,27	76,75	86,44	21,37	6,905	41,46
01-11-2010	14	5,4	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	5,4	709	12200	6650	4450	4,37	1,81	8500	3700	294	455,2	2,89	12,33	77,69	87,5	21,93	7,039	42,68
02-11-2010	15	9,46	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	9,46	633	12200	6750	4850	4,15	1,82	7670	4220	77	453,4	3,116	21,61	78,45	88,35	22,46	7,28	44,32
03-11-2010	16	5,28	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	5,28	617	12300	6720	4880	3,1	1,85	7670	4220	77	449,7	3,242	12,06	78,84	88,79	22,8	7,441	45,4
06-11-2010	19	15,48	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	15,48	500	12800	6820	3980	6,17	1,61	7670	4220	77	450,5	3,611	11,79	80,48	90,64	25,69	7,65	47,3
09-11-2010	22	18,2	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	18,2	497	12700	7210	4290	5,51	1,6	7670	4220	77	448,4	4,045	13,86	81,59	91,89	27,72	7,966	49,66
12-11-2010	25	17,3	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	17,3	501	14500	7110	4390	6,65	1,53	7670	4220	77	452,4	4,457	13,17	83,45	93,98	32,56	8,14	51,65
15-11-2010	28	10,18	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	10,18	575	15000	7990	4410	4,28	1,71	7670	4220	77	452,4	4,7	7,751	84,51	95,18	35,03	8,386	53,73

Figura D.8:Columna 3A

Columna 3B

Caracterización física		
Densidad	(kg/lit)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,94
Peso Mineral	(kg)	47
Peso mineral Seco	(kg)	44,80
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	16
Refino	(kg/ton)	94
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,673
CuS	(%)	0,5807
FeT	(%)	2,7115
Razón solubilidad		0,8629

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (mgpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
19-10-2010	1	4,5	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	4,5	12480	12200	2750	9450	1	2,71	9400	4420	150	464,3	0,1	10,28	16,91	19,59	-1,35	13,63	15,51
20-10-2010	2	9,44	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	9,44	5670	14500	6200	8300	1	2,51	9750	4100	203	449,8	0,311	21,56	31,05	35,99	-2,4	7,982	18,44
21-10-2010	3	14,64	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	14,64	2920	16150	7540	8610	1	2,34	9750	4100	203	453,3	0,638	33,44	39,64	45,94	-2,04	7,455	23,12
22-10-2010	4	10,75	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	10,75	2633	17400	7,78	17392,2	1	2,02	9750	4100	203	447,8	0,878	24,55	44,68	51,78	-0,45	7,338	26,18
23-10-2010	5	14,7	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	14,7	2204	17200	8020	9180	4,71	1,81	9750	4100	203	450,3	1,206	33,58	49,47	57,33	1,489	7,218	28,67
24-10-2010	6	17,8	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	17,8	2130	16500	8030	8470	4,61	1,74	9750	4100	203	450,6	1,603	40,66	54,73	63,42	3,101	7,195	31,64
25-10-2010	7	13,16	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	13,16	1945	17300	8110	9190	5,48	1,68	9750	4100	203	451,1	1,897	30,06	57,81	67	5,159	7,237	33,84
26-10-2010	8	7,42	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	464,1	7,42	1906	17200	7560	7740	3,74	1,9	9000	3700	274	475,9	2,063	16,95	58,86	68,21	6,32	7,392	35,28
27-10-2010	9	10,14	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	468,5	10,14	1688	16500	7280	3520	5,47	1,79	9000	3700	274	470	2,289	23,16	63,77	73,9	11,08	7,005	36,17
28-10-2010	10	3,98	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	3,98	1954	16100	7220	4780	0,5	2	9000	3700	274	465,7	2,378	9,091	65,57	75,99	12,42	6,956	37,32
29-10-2010	11	4	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	4	1265	14000	6760	5240	2,54	1,76	9000	3700	274	457,3	2,467	9,137	66,47	77,03	13,08	6,985	38,05
30-10-2010	12	6,5	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	6,5	939	12400	6790	4310	4,87	1,69	9000	3700	274	463,1	2,612	14,85	67,97	78,77	13,77	7,071	39,25
31-10-2010	13	8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	8	966	12700	6880	4220	4,37	1,72	9000	3700	274	458,1	2,791	18,27	69,9	81,01	14,83	7,182	40,84
01-11-2010	14	4,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	4,2	898	12300	7280	3820	4,16	1,86	9000	3700	274	452,5	2,884	9,594	70,82	82,07	15,24	7,253	41,83
02-11-2010	15	8,22	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	8,22	832	12300	6750	4850	3,05	1,76	7630	4190	63	450,6	3,068	18,78	71,95	83,38	15,72	7,43	43,33
03-11-2010	16	5,78	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	5,78	700	11800	6730	4870	0,5	1,99	7630	4190	63	445,8	3,197	13,2	72,49	84,01	15,81	7,651	44,79
06-11-2010	19	11,46	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	461,9	11,46	603	13200	7070	3730	5,5	1,67	7630	4190	63	449,1	3,453	8,726	73,97	85,72	18,08	7,783	46,27
09-11-2010	22	18,96	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	18,96	586	12800	6950	4550	5,6	1,66	7630	4190	63	448,7	3,876	14,44	75,56	87,56	20,1	8,022	48,47
12-11-2010	25	16,2	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,7	16,2	562	14200	7410	4090	6,24	1,55	7630	4190	63	455,9	4,237	12,33	77,44	89,74	23,71	8,165	50,4
15-11-2010	28	21,34	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	21,34	475	13700	7410	4990	6,34	1,53	7630	4190	63	455,9	4,714	16,25	78,72	91,22	25,99	8,562	53,4

Figura D.9:Columna 3B

Columna 4A

Caracterización física		
Densidad	(kg/lit)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,96
Peso Mineral	(kg)	46,4
Peso mineral Seco	(kg)	44,23
Tasa riego ILS	(lit/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lit/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	91
Sal	(kg/ton)	20
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,7946
CuS	(%)	0,7191
FeT	(%)	2,7344
Razón solubilidad		0,9049

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación										Solución Efluente										Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lit/m2hr)	Recuperación			Consumo			
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (mgpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)			Cl (mgpl)	Eh (volts)	CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
20-10-2010	1	5,86	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	5,86	15030	10000	1530	8470	4,9	1,55	8975	4320	95532	485	0,132	13,39	23,14	25,57	-2,83	9,958	18,31
21-10-2010	2	12,72	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	12,72	4760	15900	5810	10090	1	2	9500	4500	3199	458	0,42	29,05	36,2	40	-2,78	7,063	23,16
22-10-2010	3	8,46	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	8,46	3510	17000	7380	9620	3,09	1,92	9500	4500	3199	451,3	0,611	19,32	41,71	46,09	-1,8	6,454	25,83
23-10-2010	4	13,45	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	13,45	2559	17100	8250	8850	4,19	1,7	9500	4500	3199	452	0,915	30,72	46,83	51,75	-0,13	6,237	28,32
24-10-2010	5	15,9	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	15,9	2356	17000	8510	8490	5,38	1,66	9500	4500	3199	449,6	1,275	36,32	51,88	57,33	1,969	6,074	30,78
25-10-2010	6	9,58	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	9,58	2264	17900	8840	9060	5,18	1,65	9500	4500	3199	475,1	1,491	21,88	54,68	60,42	3,949	6,035	32,58
26-10-2010	7	13,64	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	386,3	13,64	1854	16800	7740	7560	4,26	1,53	9500	4500	3199	470,1	1,8	31,16	56,12	62,02	5,641	6,318	34,88
27-10-2010	8	10,56	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	464,1	10,56	1806	16000	7410	3390	6,91	1,59	9500	3800	896	469,7	2,039	24,12	60,87	67,26	10,18	5,916	35,49
28-10-2010	9	9,76	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	468,5	9,76	1986	16200	7470	4530	5,27	1,62	9500	3800	896	469,7	2,259	22,29	64,75	71,55	13,57	5,661	36,59
29-10-2010	10	7	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	7	1938,2	17000	7190	4810	3,78	1,88	9500	3800	896	455,5	2,417	15,99	67,43	74,52	16,46	5,55	37,68
30-10-2010	11	8,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	472,1	8,2	1643	14400	7800	3300	3,96	1,84	9500	3800	896	471,5	2,603	18,73	70,71	78,14	18,7	5,538	39,38
31-10-2010	12	8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	8	1506	14400	7820	3280	4,3	1,78	9500	3800	896	455,3	2,784	18,27	73,59	81,32	20,88	5,547	41,1
01-11-2010	13	7	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7	1488	13700	7540	3560	4,83	1,78	9500	3800	896	454,2	2,942	15,99	76,07	84,07	22,39	5,543	42,53
02-11-2010	14	11,76	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	470,1	11,76	977	13000	6990	4610	5,22	1,6	7670	4210	128	454	3,208	26,86	77,95	86,14	23,75	5,637	44,24
03-11-2010	15	4,54	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	4,54	889	12300	6950	4650	1,93	1,86	7670	4210	128	449	3,31	10,37	78,56	86,81	24,01	5,736	45,36
06-11-2010	18	11,3	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	463,3	11,3	707	13200	7050	3750	3,74	1,95	7670	4210	128	444	3,566	8,604	80,14	88,56	26,25	5,91	47,26
09-11-2010	21	19,74	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	19,74	679	12500	6990	4510	4,2	1,75	7670	4210	128	444	4,012	15,03	82,08	90,71	27,89	6,187	50,18
12-11-2010	24	22,3	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,9	22,3	516	13500	7210	4290	6,58	1,5	7670	4210	128	453	4,516	16,98	84,01	92,84	31,57	6,393	52,74
15-11-2010	27	29,16	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	29,16	471	14000	8020	4380	7,41	1,42	7670	4210	128	454	5,176	22,2	85,48	94,46	35,43	6,751	56,15

Figura D.10:Columna 4A

Columna 4B

Caracterización física		
Densidad	(kg/lit)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	1,94
Peso Mineral	(kg)	49,2
Peso mineral Seco	(kg)	46,90
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	91
Sal	(kg/ton)	20
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,6969
CuS	(%)	0,6292
FeT	(%)	2,5117
Razón solubilidad		0,9028

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (gpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT (mgpl)	FeT (mgpl)	Fe+2 (mgpl)	Fe+3 (mgpl)	H+ (mgpl)	pH	Al (mgpl)	Mn (mgpl)	Cl (mgpl)	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
20-10-2010	1	4,96	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	4,96	15710	10200	2100	8100	4,39	1,4	9900	4710	1E+05	470,2	0,106	11,33	22,09	24,47	-2,38	12,08	18,6
21-10-2010	2	13,26	1151	15850	6570	9280	13,55	1,23	9600	4540	198	394,1	13,26	4770	16100	5340	10760	1	2	9250	4500	1035	467,5	0,388	30,29	36,78	40,73	-2,1	8,024	22,94
22-10-2010	3	9,85	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	9,85	2928	15700	7380	8320	3,09	1,92	9250	4500	1035	452	0,598	22,5	41,92	46,43	-2,01	7,507	25,88
23-10-2010	4	13,4	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	13,4	3680	16500	6650	9850	6,08	1,6	9250	4500	1035	460,3	0,884	30,61	52	57,6	-0,99	6,238	27,11
24-10-2010	5	12,8	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	12,8	2852	17300	7340	9960	5,32	1,6	9250	4500	1035	454,5	1,157	29,24	58,32	64,6	1,074	5,857	29,39
25-10-2010	6	17,56	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	17,56	2047	17100	8130	8970	6,98	1,54	9250	4500	1035	451,5	1,531	40,11	62,66	69,4	3,608	5,792	31,56
26-10-2010	7	11,59	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	386,3	11,59	1794	16400	7350	7950	7,12	1,57	9250	4500	1035	476	1,779	26,47	63,77	70,63	4,691	5,89	32,91
27-10-2010	8	13,02	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	464,1	13,02	1627	15600	7000	3800	8,35	1,48	9250	3900	568	471	2,056	29,74	69,35	76,81	9,996	5,455	33,22
28-10-2010	9	9,38	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	468,5	9,38	1732	15700	7150	4850	4,63	1,58	9250	3900	568	470	2,256	21,43	72,63	80,44	12,94	5,341	34,49
29-10-2010	10	5	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	5	1691	15700	6670	5330	5,27	1,44	9250	3900	568	456	2,363	11,42	74,31	82,31	14,51	5,277	35,13
30-10-2010	11	8,8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	472,1	8,8	1647	15000	7410	3690	4,63	1,83	9250	3900	568	454	2,55	20,1	78,1	86,51	17,43	5,254	36,58
31-10-2010	12	7,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,2	778	13500	6940	4160	6,01	1,58	9250	3900	568	460	2,704	16,45	79,28	87,82	18,89	5,361	38,02
01-11-2010	13	5	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	5	778	13100	6730	4370	5,89	1,62	9250	3900	568	454,1	2,811	11,42	80,11	88,73	19,74	5,436	38,87
02-11-2010	14	10,64	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	470,1	10,64	697	13100	6750	4850	5,46	1,44	7720	4280	112	456	3,037	24,3	81,02	89,74	21,1	5,595	40,2
03-11-2010	15	5,12	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	5,12	767	12300	6850	4750	3,02	1,7	7720	4280	112	450,4	3,147	11,69	81,57	90,35	21,4	5,708	41,15
06-11-2010	18	14,22	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	463,3	14,22	589	12800	6800	4000	5,4	1,68	7720	4280	112	450	3,45	10,83	83,19	92,15	23,81	5,893	42,93
09-11-2010	21	28,88	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	28,88	461	12500	6650	4850	8,75	1,38	7720	4280	112	452	4,066	21,99	84,33	93,4	26,27	6,011	44,27
12-11-2010	24	16,1	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,9	16,1	409	13100	7440	4060	7,61	1,55	7720	4280	112	452	4,409	12,26	85,3	94,48	28,45	6,158	45,67
15-11-2010	27	10,36	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	10,36	430	15000	9460	2940	5,8	1,53	7720	4280	112	443	4,63	7,888	85,73	94,96	30,74	6,368	47,21

Figura D.11:Columna 4B

Columna 5A

Caracterización física		
Densidad	(kg/Lt)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,01824
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	3,95
Peso Mineral	(kg)	87
Peso mineral Seco	(kg)	82,94
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	91
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,65
CuS	(%)	0,59
FeT	(%)	2,7
Razón solubilidad		0,9077

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT mgpl	FeT mgpl	Fe+2 mgpl	Fe+3 mgpl	H+ gpl	pH	Al mgpl	Mn mgpl	Cl mgpl	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT mgpl	FeT mgpl	Fe+2 mgpl	Fe+3 mgpl	H+ mgpl	pH	Al mgpl	Mn mgpl	Cl mgpl	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido (kg/kg)	neto (kg/ton)
22-10-2010	1	8,75	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	9600	4540	198	387,7	8,75	14780	10300	2210	8090	1	2,6	9750	4400	509	457,6	0,106	19,99	22,01	24,25	-2,07	13,27	18,98
23-10-2010	2	9,2	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	9,2	8410	14800	4790	10010	1	2,54	9750	4400	509	445,9	0,216	21,01	34,28	37,76	-2,4	8,525	21,2
24-10-2010	3	5,2	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	5,2	5850	17600	6300	11300	1	2,64	9750	4400	509	439,8	0,279	11,88	38,72	42,66	-1,89	7,648	22,69
25-10-2010	4	4,34	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	4,34	4470	16700	6840	9860	1	2,58	9750	4400	509	431,2	0,331	9,913	41,33	45,53	-1,64	7,288	23,46
26-10-2010	5	7,32	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	386,3	7,32	3550	16600	7520	9080	1	2,59	9500	3900	284	453	0,42	16,72	44,13	48,62	-1,21	7,039	24,34
27-10-2010	6	10,72	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	464,1	10,72	3330	16900	7520	9380	1	2,46	9500	3900	284	447	0,549	24,49	50,31	55,42	1,708	6,389	25,32
28-10-2010	7	4,76	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	468,5	4,76	3160	15900	7900	8000	1	2,54	9500	3900	284	442	0,606	10,87	52,58	57,92	2,537	6,193	26,21
29-10-2010	8	5	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	5	3160	15900	7900	8000	0,5	2,26	9500	3900	284	442	0,667	11,42	54,96	60,55	3,408	6,014	26,75
30-10-2010	9	9,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	472,1	9,2	2562	16800	8210	8590	1	2,53	9500	3900	284	449,4	0,778	21,01	58,92	64,92	5,75	5,869	27,99
31-10-2010	10	7,2	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	7,2	2434	16900	7970	8930	0,5	2,26	9500	3900	284	451,1	0,864	16,45	61,85	68,14	7,615	5,799	29,22
01-11-2010	11	5	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	5	2270	15800	7870	7930	0,5	2,3	9500	3900	284	449	0,925	11,42	63,74	70,22	8,664	5,772	30,11
02-11-2010	12	7,72	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	470,1	7,72	2124	15200	7540	7660	0,5	2,26	8130	4410	69	440	1,018	17,63	66,18	72,91	9,905	5,737	31,07
03-11-2010	13	4	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	4	1981	15000	7250	7750	1	2,45	8130	4410	69	436	1,066	9,137	67,34	74,19	10,51	5,726	31,7
06-11-2010	16	12	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	463,3	12	1608	14200	7170	7030	1	2,45	8130	4410	69	433	1,211	9,137	70,44	77,61	12,33	5,742	33,04
09-11-2010	19	13,82	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	13,82	1442	13900	6190	7710	1	2,44	8130	4410	69	431	1,377	10,52	73,28	80,74	13,82	5,804	34,71
12-11-2010	22	15,52	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,9	15,52	1041	13800	7190	6610	1	2,33	8130	4410	69	441	1,564	11,82	75,67	83,37	15,41	5,977	36,75
15-11-2010	25	28,3	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	28,3	873	13800	6310	7490	0,5	2,12	8130	4410	69	447	1,906	21,55	78,71	86,72	17,18	6,488	40,78
18-11-2010	28	15,6	274	14600	7190	7410	15,41	1,09	8570	4680	269	462,9	15,6	789	14800	7430	7370	0,5	2,05	9500	5200	67	452	2,094	11,88	80,2	88,36	17,32	6,877	43,74
21-11-2010	31	18,7	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	18,7	788	15700	8040	7660	3,71	1,93	9500	5200	67	451	2,319	14,24	81,96	90,3	18,4	7,161	46,19
24-11-2010	34	4,34	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	4,34	1268	16800	7800	9000	1	2,35	9500	5200	67	446	2,372	3,304	82,76	91,18	18,87	7,211	47,01
28-11-2010	38	5,4	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	5,4	852	17100	4780	12320	1	2,34	9500	5200	67	479	2,437	3,084	83,33	91,81	19,52	7,315	47,92
01-12-2010	41	18,64	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	18,64	770	16600	3480	13120	1	2,3	9500	5200	67	470	2,661	14,19	85,03	93,67	21,35	7,697	50,89
03-12-2010	43	8,5	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	8,5	573	17800	5510	12290	0,5	2	9750	5500	55	470	2,764	9,708	85,49	94,18	22,64	7,909	52,47

Figura D.12:Columna 5A

Columna 5B

Caracterización física		
Densidad	(kg/lt)	2,8
Humedad	(%)	4,9

Caracterización Metalúrgica		
granulometría	(mm.)	1/2"
Diaméto columna	(mt.)	0,1524
Área columna	(m2)	0,0182415
Fecha de carga		18-10-2010

Caracterización Metalúrgica		
Altura inicial	(mt.)	3,885
Peso Mineral	(kg)	85,2
Peso mineral Seco	(kg)	81,22
Tasa riego ILS	(lt/m2hr)	30
Tasa riego Refino	(lt/m2hr)	20
H2SO4	(kg/ton)	20
Refino	(kg/ton)	92
Tiempo reposo	(hrs)	8

Caracterización Química		
CuT	(%)	0,72
CuS	(%)	0,63
FeT	(%)	2,81
Razón solubilidad		0,875

Fecha efluente	día riego (días)	Solución alimentación											Solución Efluente											Razón Lix. (m3/ton)	Tasa riego (lt/m2hr)	Recuperación			Consumo	
		Volumen (lt)	CuT mgpl	FeT mgpl	Fe+2 mgpl	Fe+3 mgpl	H+ mgpl	pH	Al mgpl	Mn mgpl	Cl mgpl	Eh (volts)	Volumen (lt)	CuT mgpl	FeT mgpl	Fe+2 mgpl	Fe+3 mgpl	H+ mgpl	pH	Al mgpl	Mn mgpl	Cl mgpl	Eh (volts)			CuT (%)	CuS (%)	FeT (%)	ácido neto (kg/kg)	(kg/ton)
22-10-2010	1	8,85	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	9600	4540	198	387,7	8,85	14465	11850	3090	8760	1	2,62	9500	4700	326	450	0,109	20,21	20,04	22,91	-1,45	13,16	19
23-10-2010	2	11,9	1221	15600	7270	8330	12,23	1,25	8290	4340	190	387,7	11,9	6560	15900	6330	9570	1	2,52	9500	4700	326	436	0,255	27,18	30,91	35,32	-1,3	8,734	21,66
24-10-2010	3	4,6	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	4,6	5570	16200	6960	9240	1	2,5	9500	4700	326	427,1	0,312	10,51	34,31	39,22	-1,14	7,971	23,13
25-10-2010	4	14,92	1239	15400	7350	8050	12,2	1,25	7710	4330	205	386,3	14,92	3720	17200	7720	9480	1	2,48	9500	4700	326	432,1	0,496	34,08	40,64	46,45	0,04	7,192	24,86
26-10-2010	5	10,96	1481	15300	7410	7890	11,18	1,48	8140	4370	220	386,3	10,96	2947	17100	7250	9850	1	2,49	9750	4100	323	456	0,631	25,03	43,39	49,59	0,905	7,079	26,63
27-10-2010	6	10,68	227	10800	5630	5170	11,18	1,48	7290	3610	162	464,1	10,68	2547	16900	7310	9590	0,5	2,11	9750	4100	323	459	0,762	24,39	47,63	54,43	3,759	6,721	27,87
28-10-2010	7	11,6	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	468,5	11,6	2656	16100	6740	9360	1	2,38	9750	4100	323	455	0,905	26,5	51,73	59,12	5,843	6,402	29,13
29-10-2010	8	2,8	589	12000	5850	6150	9,75	1,35	7820	3800	161	472,1	2,8	2656	16100	6740	9360	0,5	2,26	9750	4100	323	543	0,94	6,396	52,72	60,25	6,346	6,337	29,8
30-10-2010	9	5	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	472,1	5	2778	15800	8080	7720	1	2,38	9750	4100	323	439,2	1,001	11,42	54,89	62,73	7,376	6,221	30,44
31-10-2010	10	8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	8	2491	15900	8320	7580	1	2,44	9750	4100	323	441,2	1,1	18,27	57,97	66,25	9,058	6,104	31,57
01-11-2010	11	2,8	240	11100	5780	5320	13,54	1,24	7530	3770	157	470,1	2,8	2465	15900	8050	7850	1	2,41	9750	4100	323	440,9	1,134	6,396	59,03	67,47	9,647	6,068	32,23
02-11-2010	12	11	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	470,1	11	2175	14600	7470	7130	0,5	2,26	8070	4330	83	439	1,27	25,13	62,34	71,25	11,09	5,992	33,45
03-11-2010	13	4,14	417	11600	5900	5700	11,37	1,33	7930	3770	146	463,3	4,14	1942	15000	7390	7610	1	2,36	8070	4330	83	434	1,32	9,456	63,42	72,48	11,71	5,98	34,23
06-11-2010	16	10,65	215	10800	5790	5010	11,65	1,25	7700	3600	304	463,3	10,65	1625	14400	7090	7310	1	2,49	8070	4330	83	431	1,452	8,109	65,99	75,41	13,39	5,981	35,46
09-11-2010	19	12,46	333	11500	6140	5360	10,83	1,37	8000	3700	324	461,9	12,46	1206	13500	6920	6580	1	2,6	8070	4330	83	428	1,605	9,487	67,85	77,54	14,48	6,083	37,05
12-11-2010	22	10	212	11500	6310	5190	11,65	1,29	7800	3700	254	461,9	10	1306	13900	6980	6920	1	2,5	8070	4330	83	435	1,728	7,614	69,72	79,68	15,53	6,14	38,36
15-11-2010	25	29,6	294	12400	6480	5920	12,51	1,21	6930	3840	62	461,7	29,6	1049	13800	7460	6340	0,5	2,32	8070	4330	83	450	2,093	22,54	73,54	84,05	17,35	6,567	42,52
18-11-2010	28	11,4	274	14600	7190	7410	15,41	1,09	8570	4680	269	462,9	11,4	980	13700	2280	11420	1	2,36	9250	4900	79	503	2,233	8,68	74,92	85,62	16,9	6,793	44,81
21-11-2010	31	12,4	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	12,4	843	14300	400	13900	1	2,33	9250	4900	79	558,2	2,386	9,441	76,11	86,98	16,84	7,045	46,92
24-11-2010	34	9,2	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	9,2	879	15000	240	14760	1	2,31	9250	4900	79	574	2,499	7,005	77,05	88,06	17,09	7,219	48,5
29-11-2010	39	17,22	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	17,22	804	16400	2620	13780	0,5	2,18	9250	4900	79	506	2,711	9,833	78,6	89,82	18,6	7,58	51,45
01-12-2010	41	10,16	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	10,16	858	17000	2020	14980	0,5	2,14	9250	4900	79	513	2,836	11,6	79,6	90,97	19,75	7,775	53,29
02-12-2010	42	5,4	280	14400	7110	7290	14,71	1,08	8235	4560	158	462,3	5,4	747	16000	1570	14430	0,5	2,07	9250	5200	77	518	2,902	12,33	80,03	91,46	20,13	7,889	54,3

Figura D.13:Columna 5B