

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL
QUIMICO

LIXIVIACION DE SULFUROS DE BAJA LEY, PLANTA DE OXIDOS DIVISION EL SOLDADO

Joaquín Fernández Núñez

Profesor(es) Guía(s):
Alvaro Aracena Caipa
Luis Vega Alarcón

2013

© **Joaquín Alejandro Fernández Núñez**

Se autoriza la reproducción parcial o total de esta obra, con fines académicos por cualquier forma, medio o procedimiento, siempre que se incluya la cita bibliográfica del documento.

La información que esta Memoria recoge y contiene respecto de las operaciones y actividades de Anglo American Chile Ltda. y/o de cualquiera de las divisiones mineras e industriales operativas, así como la integridad e interpretación de la información, los análisis y conclusiones derivadas de ella, sólo corresponden a su autor y, en consecuencia son de su exclusiva responsabilidad, por lo que no comprometen en forma alguna a Anglo American Chile Ltda., sus divisiones operativas o empresas propietarias, como tampoco a sus ejecutivos, profesionales o técnicos. Anglo American Chile Ltda. únicamente ha colaborado con el autor en facilitarle acceso a sus instalaciones e información para la realización de esta tesis y no tiene opinión ni participación alguna en su contenido.

AGRADECIMIENTOS

Quisiera agradecer a todas las personas que me apoyaron tanto en el desarrollo de este trabajo, así como también en todo mi proceso de educación universitaria.

De manera especial agradecer a:

A mis padres, Yalila Núñez Segovia y Patricio Fernández Reta, por su apoyo, su esmero y sacrificio para lograr formar no solo un hijo profesional sino una persona con valores.

A ti, Alejandra Segura, por ser mi motivación de alcanzar la meta propuesta, soportando los sacrificios que eso implica, por estar presente siempre para ser el apoyo necesario, esto es solo un paso más en el largo camino que recorreremos juntos.

A mis hermanos Matías y Nicolás, por ser unidos en todas las situaciones.

A Luis Bahamondes, Marco Torres, Ruben Polanco y Luis Castro, por la infinita ayuda prestada en cada momento que fue requerida.

A mis socios, Cristhian Silva y Gerardo Sánchez, por la buena onda y el apoyo mutuo siempre durante esta etapa.

A Patricio Abrazua, Tatiana Riquelme, Rodrigo Morales, Zita Zuñiga y Alejandro Pacheco, por mantener lazos de bienestar y buena onda en la etapa vivida.

Y finalmente agradecer a Patricia Aranda, Yalida Segovia, Ana Reta, Jaime Núñez y Heriberto Fernández, por ser importantes en mi formación.

RESUMEN

La siguiente investigación se enfoca a estudiar la posibilidad de implementar el proceso de lixiviación de sulfuros de baja ley, para obtención de cobre, en la Planta de Óxidos de la división El Soldado de la Empresa Anglo American Sur.

Como base del proceso se propone una lixiviación química de los minerales sulfurados, acompañado con un estudio en paralelo de la influencia de agregar iones de cloruro a la solución de riego para comparar las recuperaciones de los ensayos, frente a aquellos en donde no se realice la adición de los iones mencionados.

Se estudia también la influencia de la tasa de riego en la lixiviación de sulfuros fundamentándose en el estudio de la teoría del proceso.

El estudio de lixiviación química de minerales, de sulfuro de cobre de baja ley, se encuentra que la recuperación máxima obtenida es de un 38% sobre el cobre total, mediante la adición de iones de cloruro a la solución de riego. La columna que se hizo para contrastar los resultados, con la misma tasa de riego pero sin adición de la sal NaCl, obtuvo una recuperación de un 36%.

Luego de obtener los resultados de ensayos de lixiviación, se calcularon los parámetros económicos operacionales que variarían con la nueva disposición operativa, obteniéndose una disminución en el costo del transporte de mineral, de un 20%, y una reducción global de costos de la planta de un 6%.

El impacto que tiene cambiar de material a procesar, es negativo para la planta, ya que la producción disminuiría drásticamente en aproximadamente un 55%, sumado a eso, no está claro si la nueva disposición podría acarrear problemas operacionales a los demás procesos de la planta, ya que aumentan concentraciones iones de hierro, los cuales son perjudiciales para el proceso.

Finalmente el proyecto no es rentable para la planta, ya que el precio de mercado del cobre, debería ser de alrededor de 5.9 USD/lb. Lo cual no se vislumbra en algún futuro próximo.

Índice General

Capítulo I	1
1. Introducción	1
1.1 Objetivos	2
1.2 La lixiviación	3
Capítulo II	4
2. Antecedentes de la Empresa	4
2.1 Anglo American PLC	4
2.2 Anglo American Chile	4
2.3 División El Soldado	4
2.4 Planta de Óxidos	6
2.4.1 Historia Planta de Óxidos	6
2.5 Descripción del proceso	7
2.5.1 Chancado y Aglomeración	7
2.5.2 Lixiviación	7
2.5.3 Extracción por solventes	8
2.5.4 Electro obtención	8
Capítulo III	9
3. Marco teórico	9
3.1 Química de disolución de sulfuros con ion férrico	9
3.2 Lixiviación Férrica de Minerales Sulfurados de cobre en Botaderos o In-Situ	10
3.3 Uso de Cloruro para la Lixiviación de Sulfuros	12
3.4 Cinética de Disolución	13
3.5 Capa de difusión	14
3.6 Construcción de canchas de lixiviación	16
Capítulo IV	19
4. Antecedentes operacionales en planta	19

4.1	Tasa de riego.....	19
4.2	Malla de riego.....	20
4.2.1	Puntos intervenidos:.....	20
4.2.2	Estado de las canchas.....	21
4.2.3	Riego de talud	22
Capítulo V.....		24
5.	Trabajo experimental	24
5.1	Planteamiento.....	24
5.2	Variable a estudiar.....	24
5.2.1	Muestreo de Ley de mineral	24
5.2.2	Prueba de Humedad.....	25
5.2.3	Ensayo de Granulometría.....	25
5.2.4	Curado, prueba de sulfatación.....	25
5.3	Pruebas de columnas.....	27
5.3.1	Flujos.....	28
5.3.2	Comparativa de recuperación usando NaCl como promotor.....	29
5.3.3	Muestreo de soluciones.....	30
5.4	Ensayos con Mineral Mixto	31
5.4.1	Antecedentes.....	31
5.4.2	Recepción del Mineral	31
5.4.3	Preparación del ensayo	31
5.5	Ensayos con Mineral de Sulfuro de Baja Ley.....	32
5.5.1	Antecedentes.....	32
5.5.2	Recepción del mineral	32
5.5.3	Preparación ensayo.....	33
5.6	Ajuste del método para pruebas de columnas	34
5.6.1	Método preexistente	34

5.6.2	Método propuesto e implementado.....	35
Capítulo VI.....		38
6.	Resultados y discusiones	38
6.1	Descripción general de ensayos	38
6.2	Primeras pruebas y ajuste del sistema	38
6.3	Tratamiento de Mineral Mixto	38
6.3.1	Ley de mineral	39
6.3.2	Humedad Mineral Mixto	40
6.3.3	Aglomeración Mineral Mixto.....	40
6.3.4	Test de sulfatación Mineral Mixto.....	44
6.3.5	Ensayo de granulometría Mineral Mixto.....	45
6.3.6	Cinética de Lixiviación Columna Mix 1 y Mix 2.....	46
6.3.7	Cinética comparativa de columnas Mix, en razón de lixiviación.	48
6.3.8	Análisis del pH y potencial en columnas Mix	49
6.3.9	Comentarios finales ensayos de mineral mixto	51
6.4	Ensayos en Mineral de Sulfuro de Baja Ley (SBL).....	52
6.4.1	Ley de Mineral SBL	52
6.4.2	Ensayo de humedad en mineral SBL.....	53
6.4.3	Test de Sulfatación en mineral SBL.....	53
6.4.4	Ensayos de granulometría a mineral SBL.....	54
6.5	Análisis comparativo de columnas de SBL	56
6.5.1	Columna SB1 v/s Columna SB3	56
6.5.2	Cinética comparativa SB1 y SB3, respecto a razón de lixiviación	57
6.5.3	Variación en pH y Potencial Redox columnas SB1 y SB3	59
6.5.4	Columna SB2 v/s Columna SB3	61
6.5.5	Cinética comparativa SB2 y SB3, respecto a razón de lixiviación	62
6.5.6	Variación en pH y Potencial Redox columna SB2.....	62

6.5.7	Columna SB4 v/s Columna SB3	64
6.5.8	Cinética comparativa SB4 y SB3, respecto a razón de lixiviación	65
6.5.9	Variación en pH y Potencial Redox columna SB4.....	66
Capítulo VII.....		67
7.	Evaluación económica.....	67
7.1	Estado actual económico.....	67
7.2	Relación entre gastos específicos y producción	69
7.3	Plan productivo.....	70
7.3.1	Calculo de transporte.....	70
7.3.2	Evaluación de costos de Ciclo 1 y 2	71
7.3.3	Evaluación de costos Ciclo 3	72
7.4	Posibilidad de expansión Cancha n°3.....	73
7.4.1	Estimación de costos de ampliación cancha 3.....	75
7.4.2	Indicadores de inversión:.....	76
7.5	Modelo divisional de estimación de costos	76
7.5.1	Contratos.....	77
7.6	Estimación de la producción	78
7.7	Estimación económica General	78
Capítulo VIII.....		79
8.	Conclusiones.....	79
Capítulo IX.....		81
9.	Bibliografía.....	81
Anexos		82
Anexo I		82
Anexo II		85
Anexo III		88

Índice de Figuras

Figura 1. Ubicación geográfica División El Soldado.	5
Figura 2. Vista aérea División El Soldado.	5
Figura 3. Vista aérea Planta de Óxidos.....	7
Figura 4. Esquematación proceso de lixiviación.	8
Figura 5. Diagrama Eh-pH, sistema de Cu-H ₂ O-O ₂ -S-CO ₂ a 25°C y 1 atm de presión.....	9
Figura 6. Perfil de concentración de un reactante (que se consume) cerca de la interfase sólido - líquido en función del tiempo y de la distancia.....	14
Figura 7. Gradiente de concentración en la vecindad de una interfase sólido - líquido. ...	15
Figura 8. Construcción de Cancha de Lixiviación. División El Soldado	18
Figura 9. Deslizamiento de una pila de lixiviación por anegamiento superficial.....	20
Figura 10. Realización de ciclo de descarga en área de lixiviación.....	21
Figura 11. Líneas de riego de talud.....	23
Figura 12. Bidones de riego de columnas	34
Figura 13. Estanque contenedor de solución de riego.	35
Figura 14. Bomba de membrana, alimentación principal a columnas.....	36
Figura 15. Vista general columnas con líneas de alimentación y reflujo.....	36
Figura 16. Reguladores agrícolas de flujo conectados a manguera médica.....	37
Figura 17. Fin roleo aglomerado, comienzo tiempo de curado.....	42
Figura 18. Glómeros de mineral mixto.	43
Figura 19. Glómeros con presencia de sulfato de cobre en primer ensayo.	43
Figura 20. Sulfatación el mineral mixto en 5 y 11 días.	44
Figura 21. Granulometría de mineral mixto	45
Figura 22. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas Mix 1 y Mix 2, en días.	46
Figura 23. Comparación de cinética de lixiviación, en razón de lixiviación. Columnas Mix 1 y Mix 2.	48

Figura 24. Variación del pH y Potencial Redox, en las soluciones de la columna Mix 1...	49
Figura 25. Variación del pH y Potencial Redox, en las soluciones de la columna Mix 2...	50
Figura 26. Curva de granulometría a mineral SBL sin Aglomerar.....	54
Figura 27. Curva de granulometría a mineral SBL sin aglomerar.....	54
Figura 28. Comparación de análisis granulométrico del proceso de aglomeración.	55
Figura 29. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB1 y SB2, en días. ...	56
Figura 30. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB1 y SB3, en razón de lixiviación.	58
Figura 31. Diferencia de color entre los efluentes de columnas con riego de NaCl y sin NaCl.	59
Figura 32. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB1.	60
Figura 33. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB3.	60
Figura 34. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB2 y SB3, en días... 61	61
Figura 35. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB2 y SB3, en razón de lixiviación.	62
Figura 36. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB2.	63
Figura 37. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB2.	63
Figura 38. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB4 y SB3, en días... 64	64
Figura 39. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB4 y SB3, en razón de lixiviación.	65
Figura 40. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB4.	66
Figura 41. Relación Tratamiento de Estéril v/s Costo Reactivos v/s Producción.	69
Figura 42. Disposición actual de cancha 2 y 3.	73

Figura 43. Proyección de superficie en ampliación de cancha 3	74
Figura 44. Esquematzación circuito de chancado y aglomerado	82
Figura 45. Esquematzación proceso de extracción por solventes	83
Figura 46. Esquematzación, circuito de electro-obtención	84
Figura 47. Concentración de cobre y volumen columna Mix 1.	85
Figura 48. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna Mix 1.....	85
Figura 49. Concentración de cobre y volumen columna Mix 2.	86
Figura 50. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna Mix 2.....	86
Figura 51. Concentración de cobre y volumen columna SB1.	88
Figura 52. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB1.	88
Figura 53. Concentración de cobre y volumen columna SB2.	89
Figura 54. Concentración de cobre y volumen columna SB3.	89
Figura 55. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB3.	90
Figura 56. Concentración de cobre y volumen columna SB4.	90
Figura 57. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB4.	91

Índice de Tablas

Tabla I. Componentes del ensayo de lixiviación en columnas.....	28
Tabla II. Resumen parámetros de ensayo en columnas de Mineral Mixto.....	31
Tabla III. Resumen parámetros de ensayos en Sulfuro de baja ley.....	33
Tabla IV. Resumen ley de mineral sulfuro mixto	39

Tabla V. Ensayos de humedad para mineral mixto	40
Tabla VI. Datos de procesamiento en operación.....	40
Tabla VII. Resumen cálculo ácido en aglomerado	41
Tabla VIII. Resumen cálculo de agua en aglomerado	41
Tabla IX. Datos de aglomeración en laboratorio	41
Tabla X. Parámetros finales de aglomeración.....	42
Tabla XI. Leyes de mineral SBL.....	52
Tabla XII. Humedad en mineral SBL aglomerado.	53
Tabla XIII. Resumen costos operacionales, en USD, rango Abril 2012 – Marzo 2013.	68
Tabla XIV. Valores referenciales para calculo de proyección de KPI de ciclo 1 y 2.....	71
Tabla XV. Resumen de capacidades de canchas de lixiviación, Planta de Óxidos.	73
Tabla XVI. Capacidad cancha 3 y Planta, después de análisis de expansión de cancha.	74
Tabla XVII. Variación del ciclo de lixiviación, respecto al aumento en la capacidad de planta.....	74
Tabla XVIII. Detalle de estimación de inversión, en proyecto de expansión Cancha 3.....	75
Tabla XIX. Datos usados para la estimación de viabilidad de inversión. Fuente. Elaboración propia.....	75
Tabla XX. Indicadores de inversión, expansión cancha 3.	76
Tabla XXI. Sumatoria de contratos Planta de Óxidos.....	77
Tabla XXII. Proyección de gastos en nueva dinámica productiva	77
Tabla XXIII. Resultados de ensayo de columna Mix 1 y Mix 2.	87
Tabla XXIV. Resumen de resultados de ensayos de columnas SBL.....	91

Capítulo I

1. Introducción

El proceso de la Planta de Óxidos, de División El Soldado, Anglo American Chile, cuyo producto es la obtención de cátodos de cobre de alta pureza, se ha visto perjudicado con el paso del tiempo, en primera medida por el agotamiento del recurso mineralógico de la mina, la cual en la actualidad no tiene contemplado en su plan de producción la extracción de minerales de óxidos (denominados minerales de veta), con destino a la planta. Esto sumado a que el tratamiento de ripios es más caro en comparación con el tratamiento de mineral de mina, principalmente por la recuperación posible de cobre, de la misma cantidad de material. Así, como también que los ripios deben ser transportados desde el Tranque n°4 en camiones hacia las canchas de tratamiento de la planta de óxidos, y luego deben ser devueltas al Tranque, para llevar a cabo el ciclo de lixiviación.

Como segundo antecedente, la División El Soldado, en su fase extractiva de mineral, cuenta con una ley objetivo de 0,85 y una ley de corte de 0,6. Por lo tanto, todo el mineral de sulfuros que esté bajo esos parámetros, es considerado un sulfuro de baja ley (SBL), y no es considerado como un mena, por lo que se acopia como recurso mineralógico. Es este mineral el que podría ser tratado mediante el proceso de lixiviación.

Se vislumbran entonces como posible opción a la problemática actual que enfrenta la planta de óxidos, el tratamiento de sulfuros de baja ley, aprovechando como ventaja metalúrgica, la presencia de ion férrico en las soluciones de riego de la planta. El cual es un promotor de la lixiviación de sulfuros secundarios^[1].

1.1 Objetivos

Objetivo general.

- Procesar Sulfuros de Baja Ley en la Planta de Óxidos de La División El Soldado a diferentes condiciones de lixiviación.

Objetivos Específicos

- Desarrollar ensayos en Columnas de lixiviación.
- Confeccionar un plan de producción.
- Efectuar una evaluación económica del proyecto.

1.2 La lixiviación

La lixiviación corresponde a la disolución selectiva de los constituyentes de interés de la mena o concentrado para obtener una solución acuosa conteniendo el metal valioso y un residuo insoluble conteniendo el material sin valor.

La lixiviación es fundamentalmente un proceso de transferencia de masa sólido-líquido. La lixiviación puede ser llevada a cabo en condiciones ambientales o a temperaturas elevadas y/o bajo presión. Las condiciones del proceso dependerán de las reacciones químicas que están teniendo lugar.

Capítulo II

2. Antecedentes de la Empresa

2.1 Anglo American PLC

Anglo American PLC es una de las compañías mineras más grandes del mundo, tiene su casa matriz en Londres, Reino Unido y sus acciones se transan en las bolsas de Londres y de Johannesburgo. Su cartera de de negocios mineros incluye metales preciosos y minerales. Es líder en la producción de platino y diamantes y también produce cobre, níquel, mineral de hierro y carbón térmico y metalúrgico.

2.2 Anglo American Chile ^[2]

Anglo American es uno de los productores de cobre más relevantes en Chile, opera desde 1980 y actualmente posee y opera 5 operaciones de cobre: Los Bronces, Mantos Blancos, El Soldado, Mantoverde y Chagres. Es además propietaria del 44% de minera Doña Inés de Collahuasi.

La producción total en 2012 fue de 659.700 toneladas de cobre fino, un 10% más que en el año 2011. Además, durante el año se produjeron 1.840 toneladas de molibdeno y 461.400 toneladas de ácido sulfúrico.

2.3 División El Soldado

El Soldado es una de las operaciones que posee Anglo American Cobre en Chile, se encuentra ubicada en la V región, en la comuna de Nogales a 130 km al NW de Santiago, situada en la falda occidental de la Cordillera de la Costa, su ubicación se observa en la Fig. 1. La operación El Soldado comprende mina rajo abierto, planta de flotación y planta de lixiviación de óxidos para producir concentrado y cátodos de cobre.



Figura 1. Ubicación geográfica División El Soldado.

En 2012 produjo 53.894 toneladas de cobre fino, entre cátodos de alta pureza y cobre contenido en concentrado. El Soldado tiene una dotación aproximada de 1.500 trabajadores, entre personal propio y contratistas de operaciones y proyectos, la disposición es apreciable en la Fig. 1 y Fig. 2.

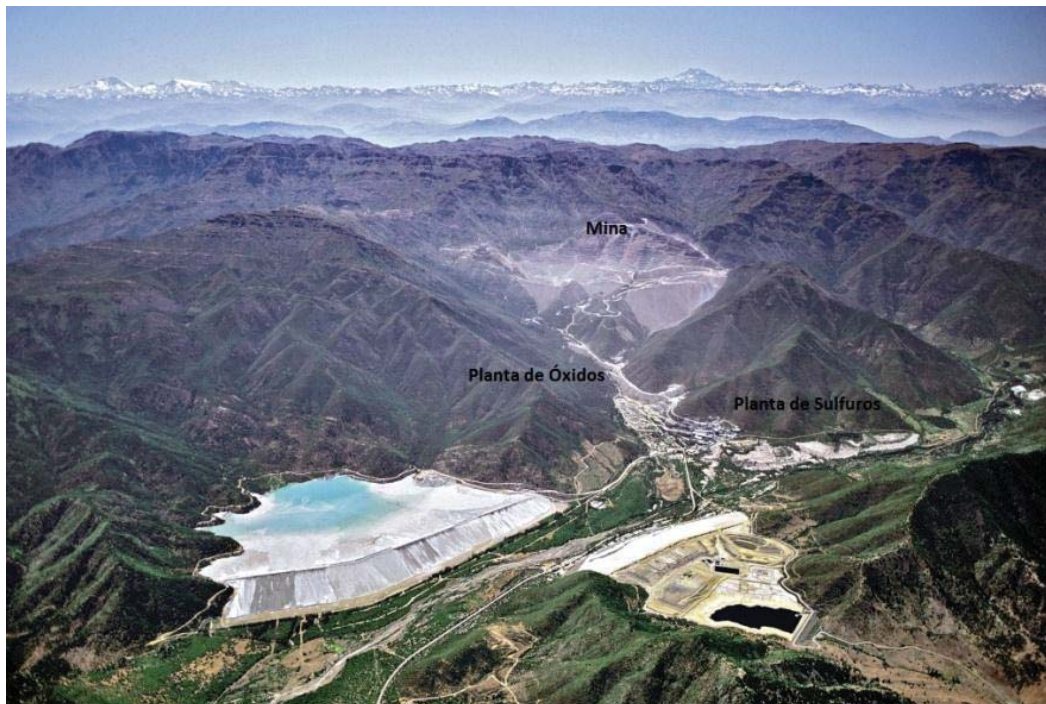


Figura 2. Vista aérea División El Soldado.

2.4 Planta de Óxidos

2.4.1 Historia Planta de Óxidos

La Planta de Óxidos de la división El Soldado, fue puesta en marcha en 1993, con una capacidad inicial instalada de procesamiento de 40.000 [ton/mes], tuvo un costo inicial aproximado de US\$ 14.000.000 en la época, y la producción promedio inicial era del orden de las 450 [Ton Cu_{fino} / mes].

En el año 1996 la planta fue ampliada a la capacidad actual de procesamiento, de 60.000 [ton/mes], con una capacidad instalada de producción de 650 [Ton Cu_{fino} / mes]. La ampliación se enfocó en los siguientes puntos:

- Instalación de un segundo circuito en paralelo, en la nave de EW, con capacidad de 20 celdas.
- Instalación de rectificador Tenco de 7,5 kA.
- Implementación de un segundo riego en área de lixiviación.
- Construcción de un segundo decantador de stripping, (S2).
- Instalación de un chancador Aprom en chancado primario.
- Construcción de cancha n°2 en área de lixiviación

En los años 2003 – 2004, la planta alcanzó su peak de producción con 8004 [Ton Cu_{fino} / año] y 8102 [Ton Cu_{fino} / año] respectivamente. Posteriormente se han hecho otras mejoras, en el año 2008 se construyó la cancha n°3, en 2009 se instaló una planta de chancado externa y en 2010 se construyó la cancha n°4.

Para el 2013 la Planta de óxidos tiene una proyección de producción de 158 [Ton Cu_{fino} / mes].

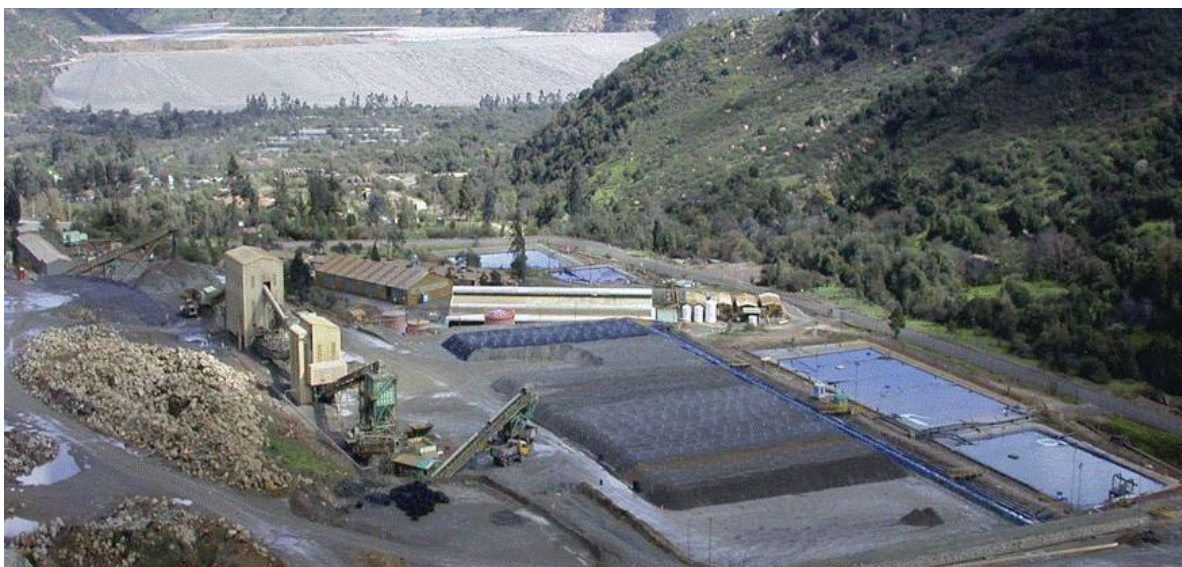


Figura 3. Vista aérea Planta de Óxidos

2.5 Descripción del proceso

2.5.1 Chancado y Aglomeración

El proceso está compuesto por un Chancador primario de mandíbula, el cual abastece los stockpile de la planta de chancado secundario/terciario. (Ver Anexo I)

2.5.2 Lixiviación

En esta etapa el mineral es contactado con solución ácida. Se conforman pilas a una altura media de 2.5 metros, en las 4 canchas de lixiviación existentes. La superficie total de lixiviación está distribuida en módulos o sectores. El tiempo total de lixiviación es de 15 días, en dos ciclos, primero riego con solución ILS y luego con solución refino.

El material a tratar en las canchas, debe poseer un tamaño de partícula óptima, para el correcto drenaje de la solución.

En la actualidad se tratan ripios, los cuales son materiales de óxido de cobre ya lixiviados, los cuales son reprocesados para recuperar parte del cobre que aun está contenido en ellos. Los ripios son traídos desde el tranque n°4, y luego de terminar su ciclo de lixiviación, deben ser devueltos al tranque para su deposición final.

El diagrama de flujo de la etapa de lixiviación se observa en la Fig. 4.

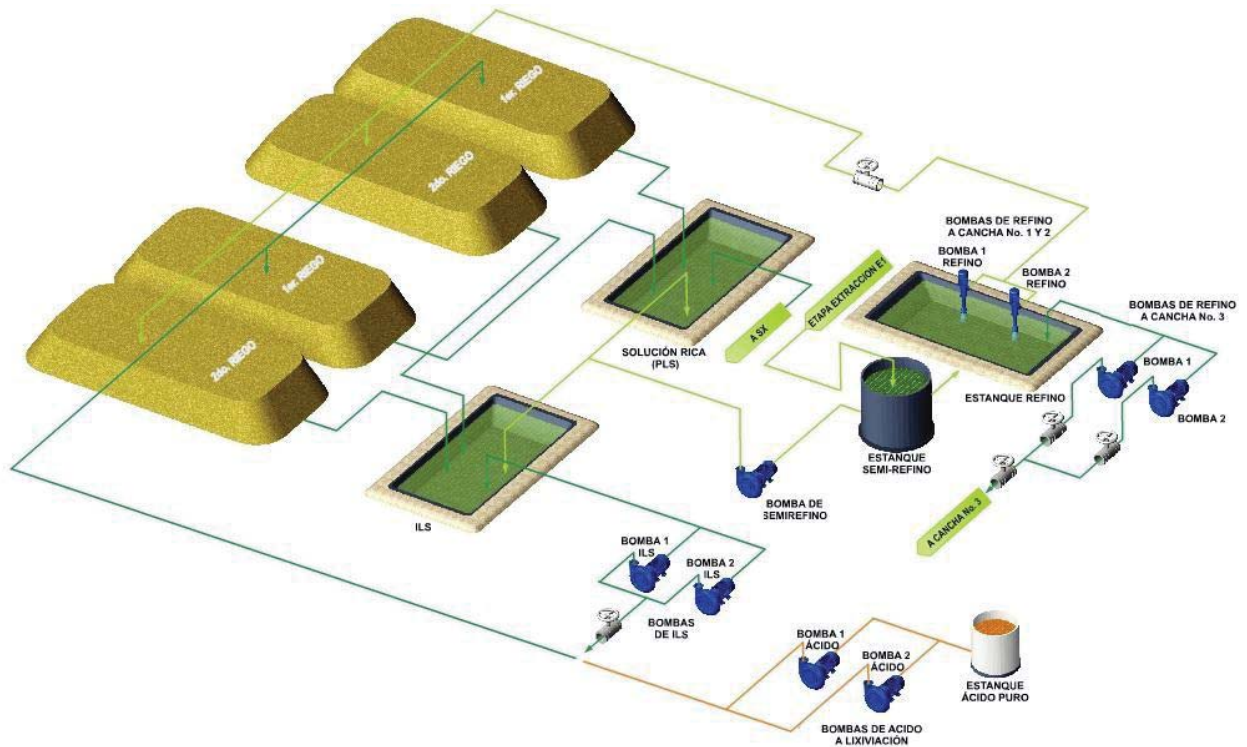


Figura 4. Esquematzación proceso de lixiviación.

2.5.3 Extracción por solventes

La Planta de Extracción por Solventes consta de una configuración 2E x 2S, con un flujo de 130 m³/hr de PLS, y 180 m³/hr de orgánico funcionando en continuidad orgánica y con eficiencias de extracción mayores al 90%. (Ver Anexo I)

2.5.4 Electro obtención

La Planta actual tiene 55 celdas para una producción de 22 ton/día de 99.992 % de Cobre. Las celdas Contienen 30 cátodos y 31 ánodos. (Ver Anexo I)

Capítulo III

3. Marco teórico

3.1 Química de disolución de sulfuros con ion férrico ^[3]

Aunque la mayoría de los óxidos metálicos son fácilmente solubles en ácidos minerales, los sulfuros correspondientes requieren la presencia de un agente oxidante para efectuar su disolución. La Fig. 5 expone un diagrama de Eh-pH a 25°C, ilustrando la necesidad de condiciones oxidantes para disolver sulfuros sencillos de cobre, como la Covelita (CuS) y la Calcocita (Cu₂S). En medios ácidos, tanto el CuS como el Cu₂S son estables en condiciones neutras, o ligeramente oxidantes. A valores bajos de pH, se requieren potenciales entre 0,2 a 0,4 volts para convertir los sulfuros de cobre en cobre soluble y especies sulfuradas. En soluciones neutras o básicas, se forman productos insolubles del tipo óxidos. Aunque los diagramas de Eh-pH de cada especie sulfuradas son únicos, se puede decir como estamento general, que la mayoría de los metales sulfurados, requieren de un fuerte potencial oxidante, para afectar su disolución en medios ácidos.

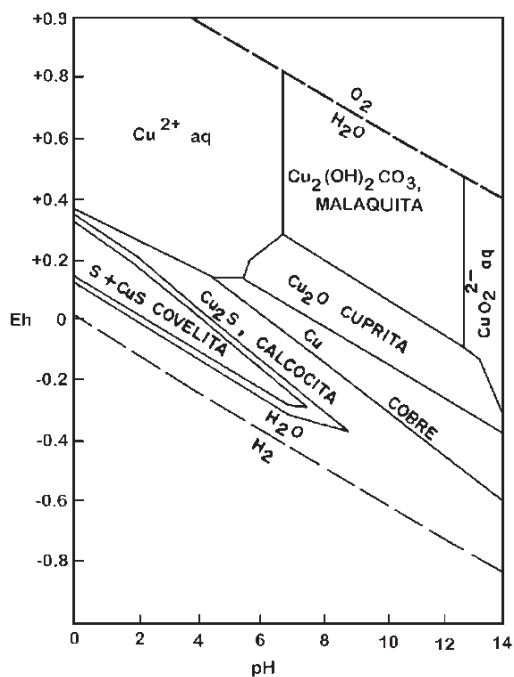


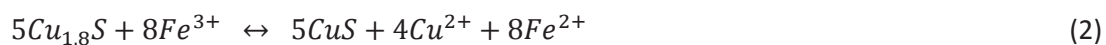
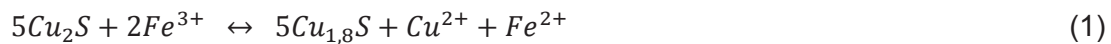
Figura 5. Diagrama Eh-pH, sistema de Cu-H₂O-O₂-S-CO₂ a 25°C y 1 atm de presión.

3.2 Lixiviación Férrica de Minerales Sulfurados de cobre en Botaderos o In-Situ^[4]

En los botaderos e in-situ, se lixivian los minerales a su tamaño natural. En estas operaciones existen imperfecciones en el proceso, particularmente desde el punto de vista de su fluido-dinámica, en efecto, son numerosos los factores que conspiran para que este método de apariencia simple tenga rendimientos variables que pueden ser extremadamente bajos en algunas ocasiones. Por ejemplo, se tiene que considerar:

El gran tamaño de las rocas que contienen las partículas de mineral, la heterogeneidad y diseminación de la mineralización útil, la presencia de arcillas que pueden crear flujos preferenciales, el consumo de los reactivos y su debilitamiento en el trayecto de las soluciones, la disminución del ácido, del ion férrico y también del oxígeno disuelto, que son consumidos por parte del propio cobre y también por algunos constituyentes de la ganga.

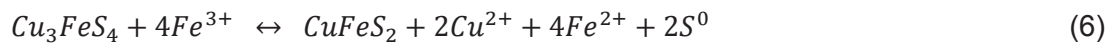
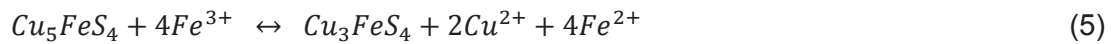
En general, la disolución de la calcosina, Cu_2S , se desarrolla por etapas, pasando primero a digenita, $\text{Cu}_{1,8}\text{S}$, y luego a una serie de otras especies minerales intermedias, hasta terminar en la covelina CuS , según se describe a continuación:



Hasta aquí se trata de etapas de reacciones intermedias que cuentan con cinética relativamente rápida. Sin embargo, la reacción que sigue, de disolución de la covelina, presenta una cinética con un orden de magnitud más lenta:



Con las demás especies ocurre algo similar ya que, por ejemplo, para su disolución la bornita, Cu_5FeS_4 , pasa primero, con una cinética relativamente rápida, por la etapa de idaíta, Cu_3FeS_4 , para terminar muy lentamente, con una cinética similar a la de la covelina, en una calcopirita:



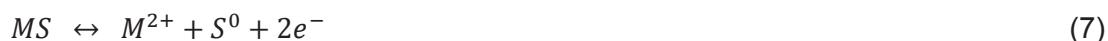
La calcopirita, $CuFeS_2$, tiene desde el inicio un comportamiento de dos órdenes de magnitud más lento, frente a la disolución puramente química y sus expectativas de extracción no superan los 20% de recuperación, haciendo que ésta sea la especie de cobre más refractaria para este proceso.

Las extracciones esperadas de los sulfuros de cobre se encuentran en el rango de: Calcosina, 90%, Covelina, 75%, Bornita, 65%. Es decir, para las especies cristalográficamente más complejas, los rendimientos la lixiviación de tipo químico van siendo cada vez menores. Debe entenderse que los rendimientos aquí indicados son los que potencialmente pueden lograrse con la lixiviación química (ácido-férrica) y no han sido afectados por las ineficiencias propias del medio físico en que se desarrolla la lixiviación en botaderos o in-situ. Sin embargo, la combinación del efecto directo e indirecto de ciertas bacterias ayuda mucho a este proceso y es difícil de distinguir, al momento de tratar de discriminar, si la acción puramente química del ion Fe^{3+} es de origen natural o está beneficiada por las bacterias.

Químicamente, la regeneración del ion férrico, Fe^{3+} , se basa en dos fuentes: la oxidación natural del ion Fe^{2+} por parte del oxígeno del aire, que es un proceso lento, y la disolución con ácido de especies oxidadas de fierro de la ganga, que ya lo pudieran tener en su estado férrico, como es el caso de las limonitas hematíticas. Este es un proceso también lento y que requiere de cierta acidez y potencial Eh mínimo para su ocurrencia. Por esto, se suele intentar activar la lixiviación, con éxito relativo, mediante adiciones esporádicas de soluciones de mayor acidez, seguidas de períodos de reposo, imitando un curado ácido.

3.3 Uso de Cloruro para la Lixiviación de Sulfuros ^[5]

La lixiviación de especies sulfuradas en ambiente de ácido clorhídrico se ha discutido parcialmente en los párrafos anteriores en donde, se revisaron las aplicaciones de sales férricas en medio cloruro, con cloruro férrico ($FeCl_3^+$) y la lixiviación con cloruro cúprico ($CuCl_2$). Debe tenerse presente que, a causa de ser un oxidante fuerte, las soluciones del gas cloro disuelto solubilizan los sulfuros en condiciones de temperatura y presión ambientes:



Si se aumentan los tiempos de contacto, la concentración, o la temperatura, las reacciones continuarán y el azufre elemental se oxidará a sulfato.

Una aplicación industrial para el tratamiento con cloruro de especies sulfuradas. Es una modificación al proceso desarrollado por Falconbridge para la disolución del metal blanco, o mata de níquel y cobre. Los concentrados de flotación de cobre y níquel, primero se funden y la mata resultante, $Cu_2S-Ni_3S_2$, generados en la etapa de fusión, es sometida al Proceso Falconbridge modificado.

El proceso se inicia con una lixiviación con ácido clorhídrico (HCl), en ausencia de agente oxidante, el proceso se basaba en utilizar la característica de solubilidad diferencial entre las especies de Cu_2S y de Ni_3S_2 . El Cu_2S no se disuelve, mientras que el Ni_3S_2 sí lo hace. La reacción de disolución sería:



En la versión modificada se repite esta reacción en un primer reactor. Luego se separan los gases de ácido sulfhídrico, H_2S y de hidrógeno, H_2 , para ser usados en una etapa posterior. La pulpa pasa a un segundo reactor, donde se usa el gas cloro en una dosificación controlada para atacar el cobre y dejar los metales preciosos. Esta lixiviación se realiza por agitación en estanques cerrados, forrados en goma, en los que se controla

el potencial redox de la pulpa para que se produzca la disolución del cuproso y para oxidarlo a cúprico:



Después de filtrar, la solución rica es reaccionada con el H₂S recirculado desde la prime etapa, para precipitar el cobre como sulfuro. Los metales preciosos quedan en el residuo, junto con el azufre residual, y las soluciones, después de ser purificadas por SX, son sometidas a cristalización para recuperar el níquel como cloruro de níquel.

3.4 Cinética de Disolución ^[6]

La difusión en fase homogénea es la etapa limitante más común en una reacción hidrometalúrgica. Básicamente, la difusión es un proceso que tiende a igualar concentraciones dentro de una fase. El potencial que provoca la difusión es el gradiente de concentración dentro de la fase, tal como, por ejemplo, el potencial que provoca la transferencia de calor es el gradiente de temperatura.

Cuando empieza una reacción (por ejemplo consumo de un reactante en la superficie de un sólido), un perfil de concentración se desarrolla poco a poco cerca de la interfase sólido - líquido (ver Fig. 6).

$$C = C(t, x) \quad (12)$$

En reacciones de disolución o precipitación de un sólido, la difusión a través de una zona adyacente a la interfase sólido - líquido puede ser controlante de la velocidad. En condiciones de agitación constante, el espesor de esta zona permanece constante y pronto se obtiene una condición de estado estacionario en la cual la cantidad de material que entra en la zona es igual a la que deja la zona.

$$V_{Consumo\ del\ reactivo} = V_{Aporte\ por\ difusión} \quad (13)$$

$$C = C(x) \quad (14)$$

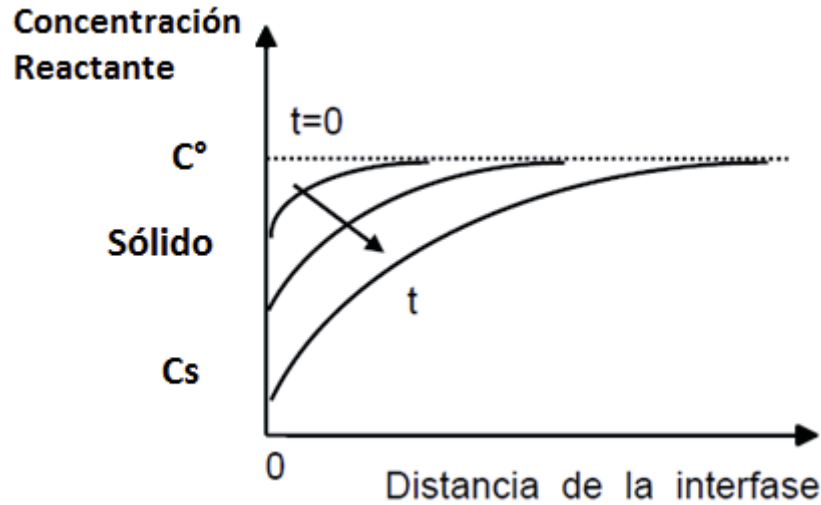


Figura 6. Perfil de concentración de un reactante (que se consume) cerca de la interfase sólido - líquido en función del tiempo y de la distancia

3.5 Capa de difusión ^[7]

La capa de difusión es una delgada capa de líquido adyacente a la interfase sólido - líquido y que prácticamente se adhiere al sólido, debido a que es necesario que la velocidad de la solución sea nula en la interfase con el sólido. El transporte de masa de especies disueltas a través de esa capa de líquido adherido al sólido se hace por difusión.

NERNST propone la siguiente aproximación de la ecuación de Fick (15), por linealización en $x=0$:

$$J = -D \frac{C_0 - C_S}{\delta_x} \tag{15}$$

C_0 : Concentración de la especie en el seno de la solución

C_S : Concentración de la especie en la superficie del sólido

δ_x : Espesor de la capa de difusión de Nernst

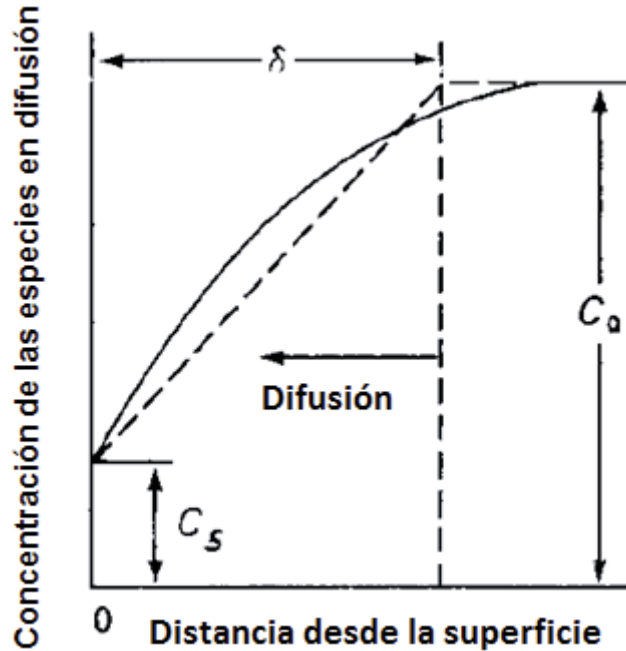


Figura 7. Gradiente de concentración en la vecindad de una interfase sólido - líquido.

La Fig. 7 representa la capa de difusión adyacente a la superficie del sólido (δ_x) con la concentración (línea de puntos) variando linealmente de acuerdo a la ecuación (16). La concentración verdadera se indica por la línea continua, lo que da una idea de las simplificaciones hechas.

$$J = -D \frac{C_0}{\delta_x} \tag{16}$$

Si la etapa limitante es la difusión, entonces la especie llega a la superficie y se consume inmediatamente; su concentración es nula en la superficie del sólido ($C_s=0$). La ecuación (16) se reduce a:

$$V = k \cdot C_0 \tag{17}$$

Donde $k = -D/\delta_x$, es el coeficiente de transporte de masa, equivalente a la constante de velocidad de una reacción de primer orden. Eso es generalmente válido cuando las concentraciones de especies reactivos y productos son bajas.

El transporte de masa a través de la capa de difusión puede ser aumentado :

- Reduciendo el espesor de la capa de difusión.
- Aumentando el gradiente de concentración, esto es aumentando la concentración de la solución (C_0).
- Aumentando la temperatura de la solución.
- Aumentando la superficie de contacto.

El espesor de la capa de difusión depende de la rugosidad del sólido, de la viscosidad de la solución, de la velocidad de agitación y del grado de turbulencia y fuerzas de cizalle. δ_x disminuye cuando aumenta el grado de turbulencia.

Pobre agitación $\rightarrow \delta_x > 0,5 \text{ mm}$ (ej. Lixiviación en pilas)

Buena agitación $\rightarrow \delta_x = +/_- 0,01 \text{ mm}$

Un aumento de temperatura no necesariamente aumenta la velocidad de un proceso global ya que, por ejemplo, la solubilidad de los gases disminuye con la temperatura.

3.6 Construcción de canchas de lixiviación ^[8]

Cuando se va a construir una cancha de lixiviación hay muchos criterios que deben tomarse en cuenta:

- Topografía de la zona en donde se construirá la cancha.
- Trabajos de acondicionamiento del terreno (movimiento de tierra para obtener la topografía deseada)
- Distancia entre mina, cancha de lixiviación y la planta de recuperación.
- Facilidades para la expansión de la cancha.
- Medio ambiente.
- Políticas – Sociales
- Arqueológicas

- Eliminar elevaciones y suavizar las pendientes:

Dependiendo de la ubicación y la altura de las elevaciones se puede dejar como soporte de la pila, suavizar las pendientes o retirar completamente transformando totalmente la topografía. La tierra extraída es enviada a los botaderos de desmontes o es usada como relleno donde sea necesario.

- Impermeabilización:

Después de encontrar el área para la construcción y de tener la topografía deseada, se procede a la impermeabilización e instalación del sistema de colección de solución lixiviada, los pasos que se siguen para esto son:

- Impermeabilización de la base:

El terreno acondicionado es cubierto con una capa de material de baja permeabilidad ($1 \cdot 10^{-6}$ cm/seg) llamado Soil Liner (SL), la capa tiene 300 mm de espesor, se compacta para lograr esta permeabilidad, la granulometría es menor a $\frac{1}{2}$ pulg. Esta capa tiene la función de ser aislante, para evitar la percolación de la solución rica en caso de una posible rotura de la geo-membrana.

- Instalación de la geo-membrana:

La geo-membrana es colocada una tras otras con un traslape de 20 cm para permitir la soldadura entre las mantas, estas son instaladas desde la base de la cancha hacia el perímetro donde finalmente son anclados en la parte externa de la pila, con esto se evita tensionar la geo-membrana, la formación de pliegues (arrugas) y tensiones en las uniones soldadas. La geo-membrana es anclada en el perímetro de la pila para evitar que se deformen y darle la rigidez necesaria para soportar las tensiones producidas por la dilatación.

Las uniones soldadas son constantemente evaluadas, las pruebas a las uniones son realizadas dentro de una cápsula de vacío; de encontrarse un defecto sería difícil solucionar alguna rotura, ya que se encontraría cubierto por el mineral. La geo-membrana es de HDPE (Polietileno de alta densidad) o LLDPE (Polietilenos de baja densidad) de 60-mil (152 micras) o HDPE de 80-mil (204 micras).

- Proteger la geo-membrana:

La geo-membrana es protegida por una capa de tierra arcillosa y piedras llamado Protective Layer (PL) la granulometría es menor a 2", el espesor de la capa es de 350 mm. El PL tiene la función de proteger la geo-membrana de los impactos del mineral que se apilará sobre ella, sirve como amortiguación a las tuberías colectoras y matrices, que son instalados sobre el PL.



Figura 8. Construcción de Cancha de Lixiviación. División El Soldado

Capítulo IV

4. Antecedentes operacionales en planta

4.1 Tasa de riego

La Planta de Óxidos de división El Soldado, debe mantener una tasa de riesgo, que no responde necesariamente a factores metalúrgicos, sino más bien a factores operacionales. Por disposición de diseño de planta, la alimentación de PLS hacia la planta SX, es por un conducto sin bombas, en donde la impulsión del fluido es en base a la gravedad, aprovechando la diferencia de altura entre la piscina PLS y la Planta SX. La solución fluye mediante un sifón que debe mantenerse sumergido en todo momento para que el sistema no se descebe.

Esto favorece a la planta en un ahorro energético ya que no se necesitan de bombas de impulsión para el traspaso del fluido, pero obliga a tener un nivel de piscina que no puede ser inferior a 90%, ya que eso podría implicar el ingreso de aire al ducto y la pérdida de impulsión de solución por descebe de la línea. Operacionalmente se vislumbra este problema cuando la válvula de regulación de caudal hacia la Planta SX se comienza a abrir automáticamente hasta el 100%.

Como consecuencia directa de esto, se debe mantener una alimentación constante de PLS a la piscina, que sea igual a la salida de solución desde ésta. Actualmente la alimentación de PLS a la planta SX es de 130 m³/h, en promedio. Luego, tomando en consideración que el área en las canchas es un parámetro fijo, la tasa de riego no puede manipularse en forma sencilla.

Para el caso particular de El Soldado, la tasa de riego se ve afectada además por un gran número de problemas operacionales, atribuibles en mayor medida al tratamiento de rípios, material que es reprocesado tal como se extrae.

La lixiviación de este material, presenta problemas de apozamientos en la superficie de las pilas, los cuales pueden ocasionar deslizamientos de pilas como se aprecia en la Fig. 12, y pérdida de eficiencia en el proceso de lixiviación.



Figura 9. Deslizamiento de una pila de lixiviación por anegamiento superficial.

4.2 Malla de riego

En torno a ayudar a mejorar el proceso productivo se trabajó en conjunto con el personal de la planta, en diseñar una nueva malla de riego, la cual permita afrontar los problemas operacionales descritos anteriormente. Con el uso del software MineShip, se realizó intervención en los siguientes parámetros.

4.2.1 Puntos intervenidos:

- Distanciamiento entre líneas de 3m a 5m.
- Propuesta de distanciamiento de aspersores en línea de 3m a 4m.
- Línea de riego de taludes
- Verificación de la presión operacional de línea en el primer aspersor y compararla con la presión en la línea de las guías difusoras (peineta).

Como resultados se obtuvo una disminución en los apozamientos de las pilas, pero no una eliminación completa de estos. Particularmente en la cancha n°1, se presenta con mayor fuerza este problema, especialmente en los primeros sectores, lo que reafirma la hipótesis de que el estado de la cancha tiene una relevancia mayor en el drenaje de la pila.

4.2.2 Estado de las canchas

Las canchas de lixiviación, deben mantener una superficie lisa con un ángulo de inclinación de 4° hacia la canaleta de drenaje. Esto en función de que el percolado y drenaje de la pila sea estable y no lleve a deslizamientos.

Se puede decir que el estado de las canchas no es el óptimo para el correcto desarrollo de la operación, ya que por aproximadamente dos años y medio, el ciclo de carga y descarga de las canchas fue llevado a cabo por equipos mineros de alto tonelaje (Camiones CAT 785, Cargador frontal CAT 994), como se puede apreciar en la Fig. 10.



Figura 10. Realización de ciclo de descarga en área de lixiviación.

Estos equipos compactaron y formaron gran cantidad de baches en las canchas, los cuales se cree, forman apozamientos internos en la pila, la cual al no poder percolar normalmente presenta apozamientos superficiales en la corona de la pila, aumentando el nivel freático de ésta. Al ocurrir esta secuencia de eventos indeseados, el operador que debe bajar el riego de la zona afectada por anegamiento superficial y esperar a que drene antes de volver a poner en riego el sector. Esto también afecta la eficiencia del proceso. Si no se corta el riego del sector afectado es solo cosa de tiempo para que se produzca un deslizamiento como el mostrado anteriormente en la Fig. 9.

Operacionalmente se realiza una práctica ante la ocurrencia de anegamientos superficiales, la cual consiste en instalar sifones de descarga en el tope de la pila, específicamente en la poza de solución, y descargarla hacia la canaleta receptora de ILS, esto si bien ayuda a controlar apozamientos y el posible deslizamiento de la pila, constituye un “engaño” al sistema de riego, ya que gran parte de la solución de riego es extraída sin que se cargue con cobre, lo cual baja la eficiencia del sistema y diluye el ILS.

4.2.3 Riego de talud

Como se mencionó anteriormente, se recomendó realizar una línea de riego de talud, este es un punto de gran importancia pero a su vez de gran riesgo operacional. El talud de la pila es lo único que impide el deslizamiento de esta cuando afloran apozamientos en su superficie, por lo que regarlo es un riesgo adicional, ¿Por qué hacerlo entonces?, se estimó que la cantidad de material que se pierde por no realizar un riego en esta zona es de aproximadamente 9 m^2 multiplicado por la distancia longitudinal de la cancha de lixiviación, como ejemplo para el caso de la cancha n°1, que mide alrededor de 135 m de largo, el volumen del talud es de aproximadamente 1200 m^3 de ripios o mineral que se pago su traslado y no está siendo procesado. Esto a un costo de \$2252 CLP por metro cúbico de material presenta una pérdida de \$2.700.000 CLP por cada vez que se cargue la cancha 1 y son aproximadamente 1,2 ton de cobre fino no producidas.

Esto justifica un riego controlado del talud, realizado por las líneas que se pueden apreciar en la Fig. 11.



Figura 11. Líneas de riego de talud

La forma de control es realizar el riego solo cuando el operador esté presente y en segmentos de 1 a 2 horas, para luego detenerlo y permitir que drene.

Comprender lo expresado anteriormente es de suma importancia para la propuesta de lixiviación de sulfuros en la operación, ya que la disponibilidad de espacio en cancha es limitada.

Capítulo V

5. Trabajo experimental

5.1 Planteamiento

Se plantea como forma de análisis el problema, lograr identificar las variables que influyen en el desarrollo de un proceso de lixiviación química de sulfuros de baja ley para esto, determinar la real importancia de las variables frente a la relevancia operacional.

Se propone realizar pruebas de lixiviación en columnas, las variables a analizar serán la tasa de riesgo, la cual influye en la razón de lixiviación.

En base a lo expuesto en el marco teórico, se dispuso como opción realizar ensayos con NaCl como promotor de la lixiviación.

Se dispuso de un muestreo diario del PLS obtenido desde las columnas, cuantificando la concentración en [g/l] de Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe_{tot} , pH, H^+ y Potencial Redox.

5.2 Variable a estudiar

5.2.1 Muestreo de Ley de mineral

Para todos los ensayos de columna se estudiaron en primer lugar las leyes de cabeza del mineral, y al finalizar las pruebas de columna, se realizó ensayos de ley de cobre total y soluble, a el material ensayado, extrayendo una muestra representativa mediante el método de roleo y cuarteo, de 10 roles por punta en cada cuarteo.

Las leyes fueron cuantificadas por el Laboratorio de Metalurgia de la División, mediante protocolos establecidos por la empresa, con informe del Cobre total y Cobre Soluble en ácido sulfúrico.

5.2.2 Prueba de Humedad

Antes de comenzar cualquier ensayo de columna se debe realizar una medición de la humedad contenida en la muestra de mineral que se tratará, el procedimiento para la cuantificación de la humedad es realizado en el laboratorio de la planta, bajo el siguiente procedimiento:

- **Humedad natural** ^[9]

Es la cantidad de agua que contiene la mena cuando es removido de la mina o yacimiento: se expresa como porcentaje de peso total, incluida la humedad. Se usa un método gravimétrico, pesando la muestra con humedad natural, secándola hasta peso constante en un horno a 105 °C y pesando la muestra seca.

$$\%Humedad\ Natural = \frac{(Peso\ Humedo - Peso\ Seco)}{Peso\ del\ mineral\ natural\ Ensayado} \cdot 100 \quad (18)$$

5.2.3 Ensayo de Granulometría

Se estudió la granulometría de los minerales ensayados, principalmente para poder comparar la efectividad del proceso de aglomerado y curado, así como también para cuantificar el tamaño de partícula usado en los ensayos, el cual debe ser acorde a los parámetros operacionales de la planta.

Las muestras enviadas a análisis se obtienen mediante el método de roleo y cuarteo, y los ensayos de granulometría fueron realizados por el Laboratorio de metalurgia de la División, en base a protocolos establecidos por la empresa.

5.2.4 Curado, prueba de sulfatación

Se estudio por medio de un ensayo de sulfatación, la eficiencia del proceso de aglomerado y curado con acido, su objetivo principal es estudiar la formación de sulfatos de cobre, los cuales son altamente solubles en agua, por lo tanto se disolverán rápidamente al contacto con esta.

La aglomeración fue realizada en laboratorio para los ensayos de mineral mixto y por la planta para los minerales de sulfuros de baja ley.

La formación de sulfatos en la etapa de aglomerado y curado es de gran importancia en la lixiviación de minerales de óxido de cobre, pero no está claro su real eficacia en la lixiviación de sulfuros de cobre, ya que estos no son solubles rápidamente.

El procedimiento para el ensayo de sulfatación puede variar dependiendo de donde se esté obteniendo la muestra, si se recibe desde el chanchado sin pasar por el tambor aglomerador, es el siguiente ^[10]:

1. *Pese al menos cuatro muestras de unos 2 Kg de mineral chancado a cada uno de sus tamaños máximos de ensayo; verifique que sus humedades de impregnación, contenidos de cobre por fracción granulométrica (4 a 6 puntos) y consumo máximo de ácido sean conocidos.*
2. *Calcule el volumen de líquido necesario para completar el 80%, del necesario para que el mineral alcance la humedad de impregnación. Esto es, se usará menos líquido que el posible de absorber por el mineral.*
3. *Prepare para cada muestra, una porción de agua y una separada de ácido sulfúrico concentrada (en el orden del 98%), bajo las siguientes condiciones:*
 - *Las cantidades de ácido destinadas para cada muestra corresponderán respectivamente al: 20, 30, 50 y 75% del consumo máximo de ácido, determinado para el mineral. El volumen de cada porción será medido, o calculado.*
 - *Los volúmenes de agua para cada muestra, se calculan por diferencia entre el 80% del Líquido necesario, para alcanzar la humedad de impregnación y el volumen de ácido de cada test.*
4. *Cada muestra se colocará sobre una lámina impermeable, de plástico flexible y se extenderá para permitir una buena superficie de exposición.*
5. *Adopte las medidas de precaución usuales al manejar ácido sulfúrico y tenga cuidado que el agua moje el mineral antes que el ácido.*
6. *El material será humedecido, agregando sucesivamente a la superficie expuesta, pequeñas porciones del agua y del ácido (en ese orden), desde los envases respectivos para la muestra. Seguidamente el mineral se rolea varias veces, para lograr homogenizar la mezcla.*

7. *Repita el paso anterior hasta consumir la totalidad de los líquidos. Durante el roleo, se formarán pellets de mineral por adhesión de los finos a la superficie de las partículas mayores.*
8. *Pese la masa total y permita el reposo del mineral aglomerado/curado, por al menos unas 2 horas.*
9. *Pese una porción de cada una de las muestras tratadas (la llamaremos “porción A”, y la de reserva “porción B”); viértala en un balde de 10 L aproximadamente y agregue 1,5 veces de volumen de agua, en proporción al peso.*
10. *Lixivie la muestra por agitación durante al menos media hora; filtre, lave el sólido con 0,5 veces de volumen en proporción al peso. Acumule las aguas de lavado, y analice las soluciones por cobre y ácido libre.*
11. *Grafique los resultados de la concentración de ácido libre y de cobre recuperado (o de concentración de cobre en la solución) versus el porcentaje de ácido, respecto del máximo, usado en el curado.*

De ser extraída la muestra de mineral desde la correa que deja el tambor aglomerador, no es necesario efectuar los pasos 1 al 8, y se debe realizar un ensayo directamente a la muestra, lixiviándola con agua destilada.

Las soluciones que se extraen del test de sulfatación, son enviadas al laboratorio SGS para análisis regular de soluciones efluentes.

5.3 Pruebas de columnas

En la realización de las pruebas de columna se registró diariamente el volumen de efluentes de la columna. Se consideraron las pérdidas por evaporación y por salpicadura como despreciables, frente a la precisión de medición de volúmenes que para el control diario fue de 20 ml. Fundamentado en que en la operación diaria de la planta también ocurren pero no son considerados.

La conformación de la columna se comienza por la limpieza interior del tubo que será usado como columna, debe extraerse de él cualquier resto de mineral remanente de alguna prueba anterior, antes de cargarlo con el mineral a estudiar.

Luego se carga el mineral por el extremo superior de la columna, la cual está ya instalada en su posición de ensayo, si bien la carga de esta manera puede afectar al glomero, en el ciclo de carga de una cancha de lixiviación con mineral, también se deja caer el mineral aglomerado desde una altura similar.

En la tabla I, podemos ver las partes que componen una columna de lixiviación.

N°	Artículo	Característica	Función
1	Tubo Columna	PVC, $\phi=143\text{mm}$; $H=2000\text{mm}$	Contención del mineral
2	Plato interior	PVC, Perforado	Contención del mineral
3	Tapa inferior	PVC	Contención plato interior, fijación columna, canalización de efluentes
4	Malla tipo Raschel	Cinta de polietileno, 80% tejido	Contención de finos en columna, evitar obstrucción de drenajes
5	Bidón receptor	Plástico, 18 Litros	Recolección de efluentes de columna

Tabla I. Componentes del ensayo de lixiviación en columnas.

Fuente. Elaboración propia.

5.3.1 Flujos

La correcta elección de un flujo de riego, como fue descrito en el capítulo de antecedentes operacionales de la división, es un parámetro que debe ser pensado considerando la importancia operacional, así como también la metalúrgica. Por lo que se optó por la realización de tres ensayos con una tasa de riego de $20 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$ y un ensayo con una tasa de riego de $12 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$, esta última tasa de riego, es más cercana a lo expuesto por los estudios bibliográficos que apuntan a tasas de riego baja, entre $6 - 10 \text{ L}/(\text{h}\cdot\text{m}^2)$.

La regulación de los flujos, se realiza mediante un gotero medico, el cual debe llenar en un tiempo determinado una probeta aforada. La regulación por este método debe ser como máximo cada 2 días, ya que el goteo se ve afectado por la formación de cristalizaciones en la salida del flujo.

5.3.2 Comparativa de recuperación usando NaCl como promotor

También se estudió la influencia de la adición de NaCl en la solución de riego.

Se optó por usar una alimentación extra de solución salina a una columna de prueba, con tasa de riego similar a la de la planta y a la de la columna de control.

Ya que el nuevo sistema de riego diseñado para los ensayos consta de una alimentación única para todas las columnas, el método de adicionamiento de solución salina fue instalar un bidón de 50 L el cual por goteo gravitacional, adicionaría una solución de agua saturada en Sal.

La decisión de usar una concentración de saturación de 350 gr/L fue pensada en que se mantuviese constante en los 60 días de ensayo. Esto debido a que de existir evaporación de agua desde el bidón la concentración siempre seguiría siendo de saturación por lo que el ajuste de flujo no se vería afectado.

De acuerdo a los estudios realizados por R. Padilla, P. Zambrano y M.C. Ruiz, “La presencia de cloruro en la solución de lixiviación aumenta sustancialmente la velocidad de disolución del cobre comparada con la lixiviación sin cloruro. Sin embargo, concentraciones de iones cloruro superiores a 0.5 M no tienen efecto adicional.” [11] Por lo que elegir un flujo de riego de solución salina lo más bajo posible fue ideal para no diluir en gran medida la alimentación acidulada.

Una vez comenzado el ensayo, se eligió una tasa de riego basada en lo que se usa en la planta, de 20 L/(h·m²), que llevada a las columnas, las cuales poseen un área de exposición superficial fija, da un valor de flujo de alimentación de 5,4 ml/min ó 7,7 L/día.

Para los ensayos de mineral mixto y de sulfuro de baja ley, se contó con una columna con adición de solución de NaCl, el flujo extra de adición, se calculó en base a la tasa de riego antes anunciada.

Para el ensayo de Mix 1 y de SB1, el flujo extra de alimentación de solución salina fue de 0,4 ml/min, calculado para obtener una alimentación de 0,3 M.

5.3.3 Muestreo de soluciones

Los análisis de concentración de especies en soluciones de alimentación y de efluentes, fueron incluidos como parámetro especial en el contrato corporativo de la división con la empresa SGS.

Se asume que el flujo de alimentación es igual que el de descarga y se analizaron las concentraciones en [g/l] de Cu^{2+} , Fe^{2+} , Fe_{tot} , pH, H^+ y Potencial Redox, tanto en la solución de refinación con que se riega, así como también en los efluentes de columna.

Para la cuantificación de los efluentes se midió diariamente el volumen de solución drenada por la columna, la cual se recibe en un bidón rotulado para cada prueba en particular. La medición de volumen es por trasvasije del contenido a probetas plásticas de 2000 ml graduadas con 20 ml de precisión.

El método de toma de muestras consistió en registrar el volumen medido en una hoja de control, y luego tomar una muestra para cada columna y un testigo. Al ser frascos de muestreo reutilizados, se realizaron tres ambientaciones antes de tomar la muestra definitiva.

Para la limpieza y reacondicionamiento de frascos, se lavaron con agua y detergente, realizando abrasión interna con una escobilla para limpieza de mamaderas. Luego del enjuague se guardan para su reutilización con agua en su interior para evitar la cristalización de especies que pudiesen quedar de la etapa de limpieza.

El testigo de muestreo es guardado hasta la recepción de los resultados de análisis, si estos son consistentes con lo esperado, se procede a reutilizar el frasco contenedor del testigo, sin antes realizar la limpieza descrita. De no ser un resultado que se ajuste a lo esperado, se envía el testigo a análisis, para re-analizarlo y dilucidar la veracidad del primer resultado.

5.4 Ensayos con Mineral Mixto

5.4.1 Antecedentes

Los ensayos de lixiviación en columnas, con mineral de sulfuro de baja ley, se vieron retrasados principalmente ante la falta de mineral para poder realizarlos, este llegó con un retraso de 3 meses, y luego de su recepción, pudo ser procesado en la planta de chancado, 15 días después de su arribo.

Frente a esta problemática, se optó por realizar un ensayo para ajustar el nuevo sistema de riego. El mineral mixto se obtiene gracias a la recepción de la planta de un lote de 2000 Ton, para el proceso productivo, el cual de acuerdo a los análisis de la mina, contenía una ley total de cobre de 0,6 de la cual la mitad sería de cobre soluble, y la mitad de cobre insoluble, de ahí se desprende la denominación de mixto.

5.4.2 Recepción del Mineral

Se solicitó a operaciones, el envío de 90 kg de mineral, para poder realizar los primeros ensayos y probar el sistema de lixiviación en columnas. El mineral fue enviado sin aglomerar.

5.4.3 Preparación del ensayo

Con el mineral ya aglomerado, se procede a realizar ensayos en columnas de lixiviación, se propone por la cantidad disponible de mineral mixto, realizar dos columnas para obtener los primeros resultados prácticos.

En la tabla II, se observa en detalle los parámetros para los ensayos de mineral mixto.

Ensayos propuestos para Mineral Mixto				
Ensayo	Uso de NaCl		Tasa Riego	Tiempo riego
	Aglomerado	Riego		
Mix 1	Si, 20 Kg/ton	Si, 0,3 M	20 L/m ² ·h	40 días
Mix 2	Si, 20 Kg/ton	No	20 L/m ² ·h	40 días

Tabla II. Resumen parámetros de ensayo en columnas de Mineral Mixto.

Fuente. Elaboración propia.

5.5 Ensayos con Mineral de Sulfuro de Baja Ley

5.5.1 Antecedentes

De acuerdo a lo informado por geología, el mineral enviado debería tener una ley media de 0,4 en Cobre total, y 0,02 en ley de Cobre soluble, lo cual es lo buscado para el análisis. Se pide específicamente este mineral, ya que su baja ley no lo califica como apto para ser procesado en la planta de flotación, por lo que es llevado a botadero de estéril. Luego si el estudio a realizar diera resultados positivos, se comenzaría a considerar mena a algo que en la actualidad se considera recurso mineralógico, y se abriría una opción de continuar las operaciones en la planta de óxidos.

5.5.2 Recepción del mineral

Se solicitó una cantidad del mineral para poder llevar a cabo al menos 4 columnas de lixiviación, lo que aproximadamente son 120 kg, por lo tanto se solicitaron 160 kg de mineral.

Se pidió que las muestras fueran sacadas desde la correa n°7, la cual es la salida del tambor aglomerador.

No se optó por aglomerar el mineral en el laboratorio principalmente por dos motivos:

1. Trabajar con un mineral lo más similar a lo que se usa operacionalmente.
2. Motivos de seguridad, relativos a la manipulación de H_2SO_4 concentrado en el laboratorio de la planta.

Adicionalmente se pidió una bolsa de muestra desde la correa n°6, la cual es la que alimenta el tambor aglomerador con las partículas provenientes del chancador secundario y terciario. Se busca con esto, poder realizar una comparación granulométrica del proceso de aglomerado.

5.5.3 Preparación ensayo

Con el mineral recibido ya aglomerado se optó por realizar 4 ensayos de columnas, en donde las variables a estudiar serían las mismas que para los ensayos de mineral mixto pero adicionalmente se revisaría la influencia de la tasa de riego, la cual según indica la bibliografía debería ser del orden de los 6 a 12 L/m²·h, en la tabla III se puede ver un resumen de los ensayos propuestos

Ensayos propuestos a Sulfuros de Baja Ley				
Ensayo	Uso de NaCl		Tasa Riego	Tiempo riego
	Aglomerado	Riego		
SB1	Si, 20 Kg/ton	Si, 0,3 M	20 L/m ² ·h	50 días
SB2	Si, 20 Kg/ton	No	20 L/m ² ·h	50 días
SB3	No	No	20 L/m ² ·h	50 días
SB4	No	No	8 L/m ² ·h	50 días

Tabla III. Resumen parámetros de ensayos en Sulfuro de baja ley.

Fuente. Elaboración propia.

El procesamiento del mineral, fue llevado a cabo por la planta de óxidos, se chancaron 500 Ton y fueron aglomeradas con 16 kg H₂SO₄/Ton. Para llevar a cabo la adición de la sal NaCl, se debió hacer al mineral ya aglomerado, se optó por usar el método del roleo, en donde se agrego NaCl en una razón de 20 Kg de sal/Ton de mineral, y luego se roleó hasta que la presencia de sal fuese invisible en el mineral. Ayudó a esto, la humedad presente en el mineral, la que disolvió la sal al poco tiempo de comenzado el proceso de roleos. Se adicionó sal a mineral suficiente para cargar dos columnas, (SB1 y SB2), las dos columnas restantes se cargaron con mineral sin presencia de sal.

5.6 Ajuste del método para pruebas de columnas

Ante la necesidad de obtener curvas de cinética de lixiviación para los minerales de sulfuro de baja ley, se optó por realizar ensayos en columnas de lixiviación, las cuales son cargadas con mineral y regadas con solución acidulada para luego analizar los efluentes diariamente, con esto se puede construir una curva de recuperación de cobre, así como también analizar la variación en la concentración de cobre de los efluentes de la columna. Finalizado el ensayo se envían muestras al laboratorio metalúrgico para que se analice por ley de cobre total y soluble, y así cotejar la extracción obtenida versus los resultados de la prueba de columna.

Para las pruebas de lixiviación de columna fue necesario hacer un cambio mayor, respecto a la forma en que se realizaban anteriormente en el laboratorio de la Planta de Óxidos.

5.6.1 Método preexistente

Las columnas de laboratorio, se deben regar de una forma que sea controlable el flujo de alimentación, el método usado anteriormente en el laboratorio era gravitacional, el cual por medio de un bidón contenedor de 50 L, cargado con solución de refino, se alimentaba la columna ajustando el flujo de riego mediante un gotero medico ubicado en el tope de la columna, como puede apreciarse en la Fig. 12.



Figura 12. Bidones de riego de columnas

Problemas asociados al método:

- Desajuste del flujo de riego por falta de presión.
- Obstrucción de gotero por cristalización, desajuste del riego.
- Agotamiento de la solución de riego por interferencias externas de ajuste.
- Alto número de muestras enviadas a análisis de laboratorio, por necesidad de muestrear individualmente los bidones después de recargar la solución. (1 vez por semana mínimo)
- Alto error muestral de flujo en sistema, aproximadamente 60%
- Condición insegura por tener bidones con solución acidulada en altura.

5.6.2 Método propuesto e implementado

Luego de analizar el método anterior de riego y viendo las soluciones prácticas posibles para subsanar los problemas identificados, se propuso un cambio mayor al sistema de riego. El método propuesto fue, en primer lugar retirar los bidones de solución, tanto por los problemas operacionales y también por el peligro que conlleva el almacenamiento de soluciones aciduladas en altura.

Se ubico un contenedor de 1 m³ a nivel de piso, como se puede ver en la Fig. 13, desde el cual con la inclusión de una bomba de membrana la cual se aprecia en la Fig. 14 y 15, se impulsa solución hacia una línea de alimentación a todas las columnas, como puede verse en la Fig. 15.



Figura 13. Estanque contenedor de solución de riego.



Figura 14. Bomba de membrana, alimentación principal a columnas.



Figura 15. Vista general columnas con líneas de alimentación y refluo.

Para controlar la cantidad de flujo que alimenta a cada manguera de goteo, se utilizó un regulador de flujo agrícola (ver Fig. 16), el cual restringe el paso de solución y minimiza el efecto de los picos de presión generados por el movimiento de la membrana de la bomba. Conectados a la salida del regulador agrícola se dispuso una manguera médica para administración de sueros, con regulador de flujo (ver Fig. 16), para poder lograr una calibración óptima de la tasa de riego.



Figura 16. Reguladores agrícolas de flujo conectados a manguera médica.

Con este nuevo sistema, se logró una disminución del error porcentual de alimentación, al bajarlo de 60% a un 18% en promedio, y se eliminó el efecto de disminución de flujo con el paso de los días, fenómeno asociado a la pérdida de presión por disminución del nivel de solución en los bidones.

Capítulo VI

6. Resultados y discusiones

6.1 Descripción general de ensayos

En el desarrollo de las pruebas de columnas, se logró vislumbrar un comportamiento que debiese ser similar al de una pila de lixiviación, la altura de carga de las columnas, es menor en 50 cm, este es uno de los factores de mayor diferencia frente a la realidad operacional de la planta. Otro punto de diferencia, entre los ensayos de columna y las pilas de lixiviación de la planta, es el método de riego, que en las columnas es mediante un gotero y en las pilas es por aspersores, como fue mencionado en el capítulo de antecedentes operacionales.

6.2 Primeras pruebas y ajuste del sistema

Los ensayos de lixiviación en columnas, con mineral de sulfuro de baja ley, se vieron retrasados principalmente ante la falta de mineral para poder realizarlos, este llegó con un retraso de 3 meses, y luego de su recepción, pudo ser procesado en la planta de chancado, 15 días después de su arribo.

Frente a esta problemática, se optó por realizar un ensayo para ajustar el nuevo sistema de riego. El mineral utilizado para esto, fue uno enviado a la planta con denominación de “sulfuro mixto”, el cual de acuerdo a los análisis de la mina, contenía una ley total de cobre de 0,6 de la cual la mitad sería de cobre soluble, y la mitad de cobre insoluble, de ahí se desprende la denominación de mixto. Por lo tanto se solicitó una cantidad de 90 Kg aproximadamente de este mineral para realizar ensayos de columna.

6.3 Tratamiento de Mineral Mixto

Una vez en disposición del mineral, cuya muestra se obtuvo desde la correa n°7 de la planta de chancado, la cual alimenta al tambor aglomerador, por lo que se optó por tomar una muestra mediante el método de roleo y cuarteo, para análisis granulométrico, y luego se debió aglomerar manualmente.

6.3.1 Ley de mineral

Durante el desarrollo de la prueba se obtuvo la respuesta de las leyes reales del mineral desde los muestreos realizados al mineral recepcionado. Puede apreciarse en la tabla II la cantidad de las especies presentes.

	Cu Tot %	Cu Ox %	Cu Sulf %
Muestra 1	0,614	0,391	0,223
Muestra 2	0,584	0,415	0,169
Promedio	0,599	0,403	0,196

Tabla IV. Resumen ley de mineral sulfuro mixto

Fuente. Análisis laboratorio metalúrgico, División El Soldado

Es evidente que la cantidad de cobre sulfurado presente en la muestra es bastante baja en comparación con el cobre oxidado, por lo que la confiabilidad del resto de los ensayos, como resultados para una lixiviación química de sulfuros de baja ley, puede considerarse poco acertada.

Se calculó entonces la tasa de oxidación del mineral mediante la ecuación (19):

$$Tasa\ de\ Oxidación = \frac{\% Soluble}{\% Total} \cdot 100 \quad (19)$$

Obteniéndose una tasa de oxidación para el mineral mixto de **67,28%** esto quiere decir que la recuperación máxima de cobre soluble es de 67,28% sobre el cobre total.

Debido también a esto, es de esperarse que las pruebas de lixiviación en las columnas, tengan recuperaciones sustancialmente mayores a las que pueden tener columnas de SBL.

6.3.2 Humedad Mineral Mixto

Se realizan 5 ensayos para determinar la humedad del mineral mixto a ensayar, obteniéndose los resultados expresados en la tabla III, en donde se expresa que la humedad presente en el mineral es de 3,69%.

Ensayo	Masa inicial [g]	Masa Final [g]	Humedad
1	3067,6	2957,5	3,72%
2	2841,6	2740,2	3,70%
3	2718,3	2620,9	3,72%
4	2951,3	2847,2	3,66%
5	3169,6	3058,3	3,64%
Promedio	2949,68	2844,82	3,69%

Tabla V. Ensayos de humedad para mineral mixto.

Fuente. Elaboración propia.

6.3.3 Aglomeración Mineral Mixto

Para la aglomeración del mineral, se averiguó la cantidad de ácido que fue adicionado por la operación en el tratamiento de este mineral. Para la operación, la cantidad de ácido usado en el aglomerado, solo considera el ácido grado A utilizado, dejando de lado el ácido contenido en el refino.

Para el cálculo de aglomeración manual se consideraron estos parámetros, utilizando el ácido que incluye el refino, dato que se obtiene de las planillas operacionales del día que fue procesado el mineral.

$$\text{Ácido en aglomerado} \left(\frac{Kg}{ton} \right) = \text{Ácido grado A} + \text{Ácido en refino} \quad (20)$$

Los datos operacionales, se resumen en la tabla IV.

	Turno A	Turno B	
Masa Mineral	1002	1288	TON
Ácido	11	10	m ³
Agua	21	3	m ³
Refino	34	35	m ³
H⁺ en refino	8,3	7,9	Kg/m ³

Tabla VI. Datos de procesamiento en operación

- **Calculo del ácido en el aglomerado**

	Turno A	Turno B	Prom. Pond.	
Masa	20412,2	18576,5	38988,7	Kg H ₂ SO ₄
Relación	20,37	14,42	17,03	Kg H ₂ SO ₄ /TON

Tabla VII. Resumen cálculo ácido en aglomerado

Fuente. Elaboración propia.

- **Calculo del Agua en el aglomerado**

	Turno A	Turno B	Prom. Pond.	
Relación	54,8	29,5	40,6	ml/Kg

Tabla VIII. Resumen cálculo de agua en aglomerado

Fuente. Elaboración propia.

De lo anterior se obtuvo que el mineral de sulfuro mixto, fue procesado en la aglomeración con 17 Kg H₂SO₄/TON de mineral y con 40 Kg H₂O/TON de mineral.

Con estos datos se procedió a aglomerar el mineral solicitado, pero incluyendo un parámetro extra en la aglomeración, la introducción de Cloruro de sodio (NaCl) en la mezcla de mineral, a una razón de 20 Kg/TON de mineral ^[13], para que influya en la lixiviación desde la etapa de curado.

Los datos de aglomeración se resumen en la tabla VII:

Datos de aglomeración manual	Teórico	Real	Unidad
Masa de Mineral	83956	83956	gr
Ácido Sulfúrico	1429,4	1430	gr
Agua	3409,6	3410	ml
NaCl	1679,1	1679	gr
Agua Extra	-	1000	ml

Tabla IX. Datos de aglomeración en laboratorio

Fuente. Elaboración propia.

Los parámetros finales de aglomeración fueron los siguientes:

Parámetros finales	Real	Unidad
Ácido	17,03	kg/TON
Agua	52,53	ml/Kg
Sal	20,00	kg/TON

Tabla X. Parámetros finales de aglomeración.

Fuente. Elaboración propia.

Para aglomerarlo se utilizó el método de roleo y cuarteo, como se puede apreciar en las Fig. 17 y Fig. 18.

Mediante la realización de la prueba del guante, se comprobó que no se había logrado la consistencia deseada en el glomero, esto puede deberse principalmente a la adición de sal y el consumo de agua asociado a su disolución. Se tomó la decisión de adicionar 1000 ml más de agua en el proceso de aglomeración este parámetro debe ser considerado para una posible implementación de uso de NaCl en el proceso de planta.



Figura 17. Fin roleo aglomerado, comienzo tiempo de curado.



Figura 18. Glomeros de mineral mixto.

Finalizado el proceso de aglomerado, llamo la atención que una importante cantidad de los glomeros presentes en mineral aglomerado presentaban el característico color verde azulado de los sulfatos de Cobre, se asumió que la presencia de estos glomeros era debido a la presencia de sulfatos en el mineral, tales como calcanita. Se aprecian algunos de los glomeros verdes anteriormente descritos en la Fig. 19.



Figura 19. Glomeros con presencia de sulfato de cobre en primer ensayo.

6.3.4 Test de sulfatación Mineral Mixto

Luego de realizar 2 ensayos de sulfatación se obtuvieron las concentraciones de cobre en solución, mediante las cuales se pudo calcular la recuperación obtenida, netamente por el proceso de curado, los resultados se expresan en la Fig. 20.

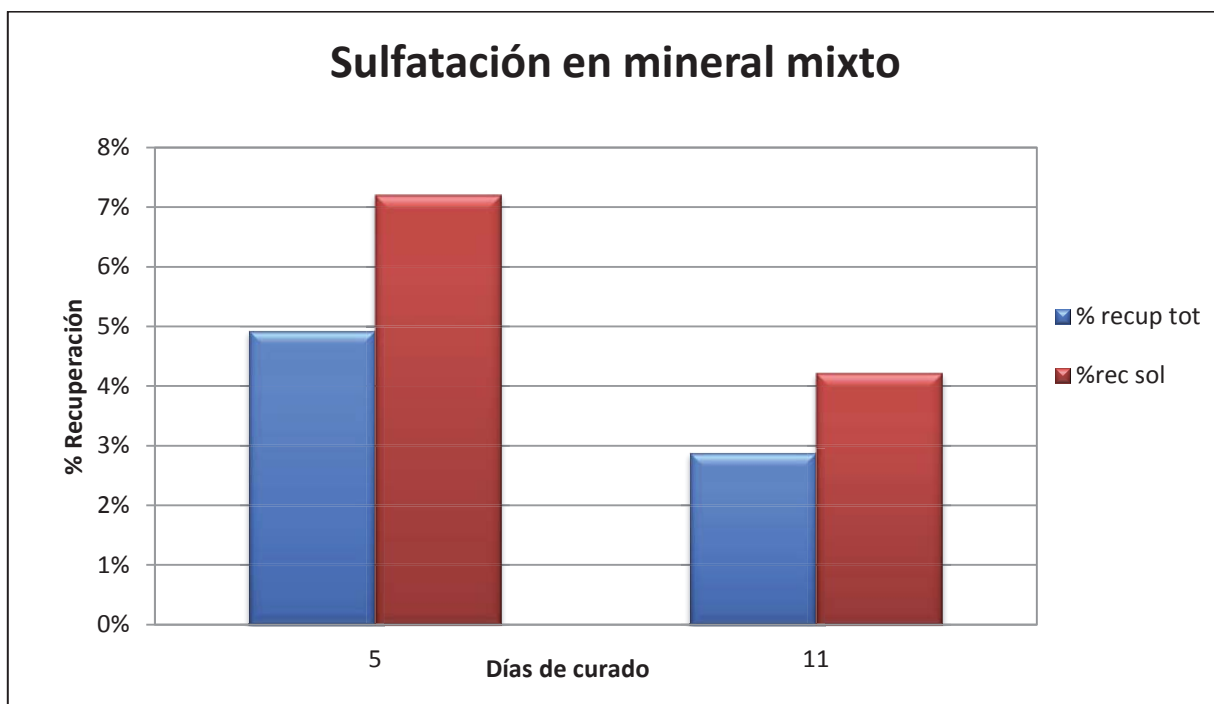


Figura 20. Sulfatación el mineral mixto en 5 y 11 días.

Fuente. Elaboración propia.

La baja en la concentración de cobre soluble en el mineral, luego de dejar avanzar los días de curado, puede deberse a que distintas especies pueden comenzar a formarse con el paso de los días, tales como Jarositas, Complejos, etc. Dichas especies, pueden interferir en la solubilidad del cobre. La humedad de la muestra inicial, fue considerada para el cálculo de la recuperación.

Se puede decir finalmente que se recupera aproximadamente el 7% del cobre soluble netamente con el proceso de aglomerado con ácido, he ahí la importancia de este proceso, ya que la lixiviación del ensayo se lleva a cabo únicamente con agua destilada.

6.3.5 Ensayo de granulometría Mineral Mixto

Para determinar la granulometría del mineral, se enviaron 2 muestras (por duplicado) al laboratorio metalúrgico de la división para que se hiciera un análisis del perfil granulométrico de la muestra después de ser aglomerada, de manera de determinar la cantidad de finos restantes después del proceso de aglomerado. (Ver Anexo II) Los resultados de los ensayos, pueden apreciarse en el Fig. 21.

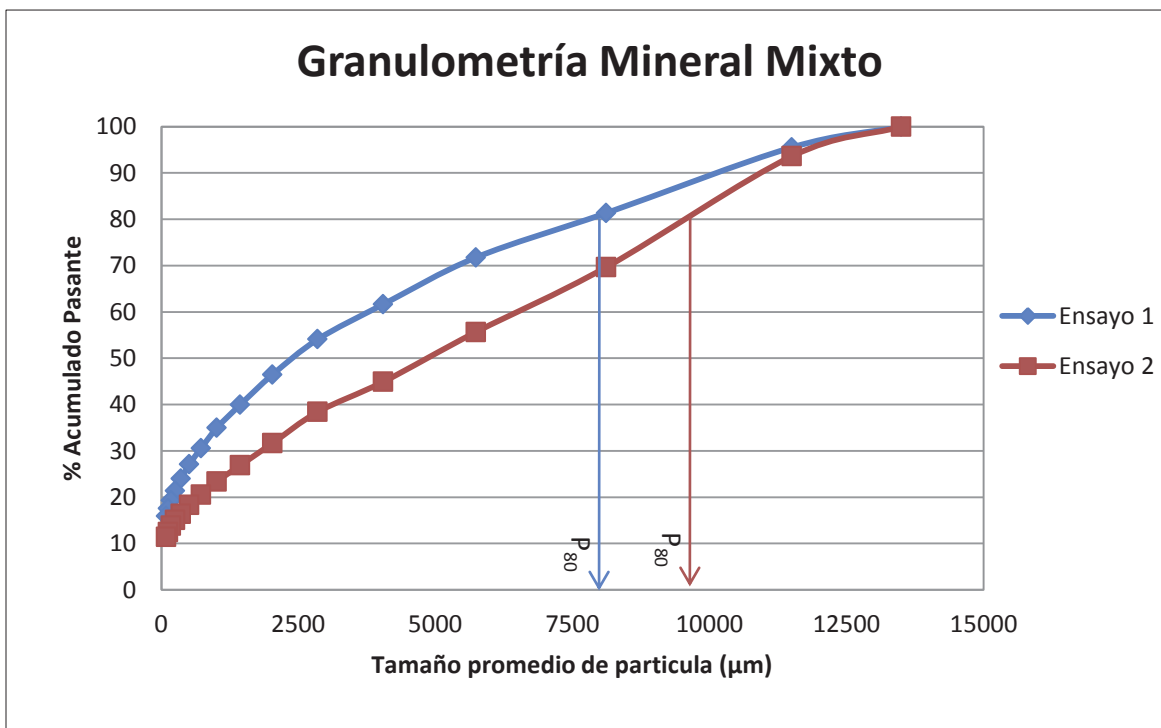


Figura 21. Granulometría de mineral mixto

Fuente. Análisis realizado por Laboratorio metalúrgico, División El Soldado.

Desde el ensayo n°1, se puede desprender que el P_{80} es de aproximadamente 8 mm de diámetro, lo que concuerda con lo esperado para la lixiviación en pilas, en el ensayo n°2, el P_{80} se encuentra cercano a los 10 mm, un poco mayor a lo esperado para lixiviación en pilas, pero no fuera de rango, el tamaño óptimo de partícula luego de la aglomeración se encuentra en un rango entre 7-10 mm de diámetro, en donde se logra una buena estabilidad en la pila, así como también una superficie de contacto mayor para llevar a cabo el proceso de lixiviación.

6.3.6 Cinética de Lixiviación Columna Mix 1 y Mix 2

Para estos primeros ensayos cuya principal utilidad fue conocer el sistema y el método de muestreo elegido se realizaron los ensayos descritos en el capítulo anterior, la columna Mix 1 presenta adición de NaCl 0,3M en el riego diario con solución de refino, la columna Mix 2, se riega únicamente con solución de refino. Los resultados de recuperación de ambas columnas, son apreciables en la Fig.22

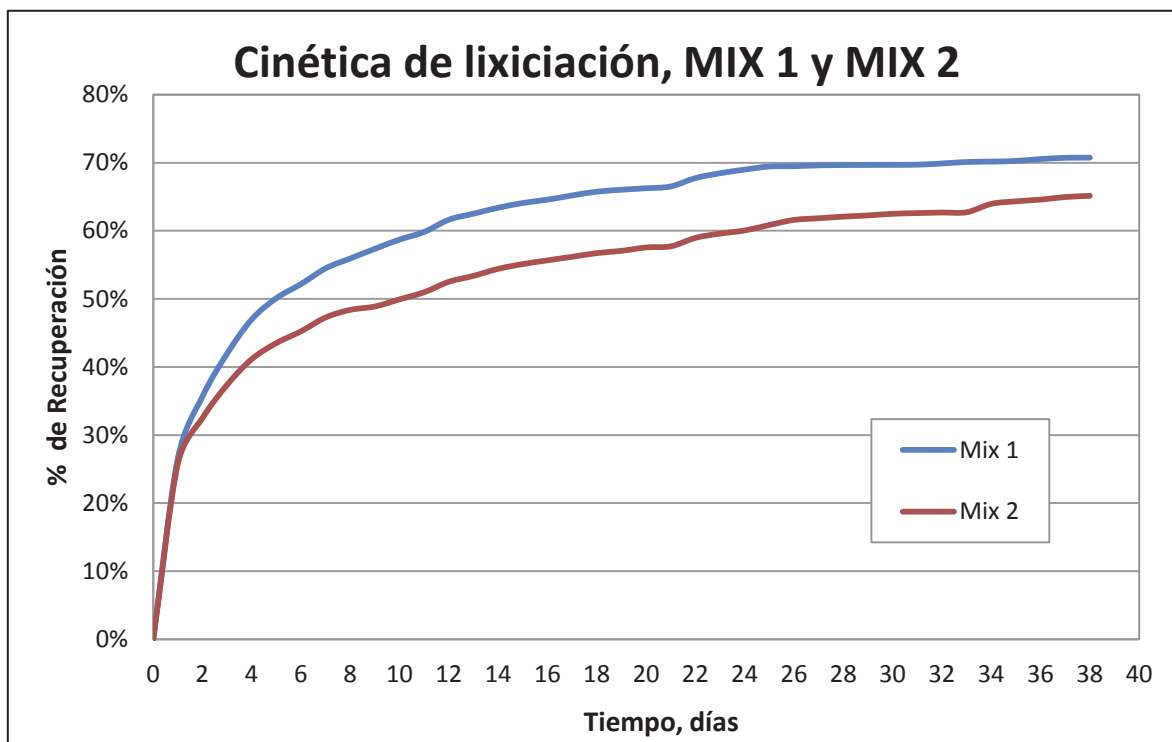


Figura 22. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas Mix 1 y Mix 2, en días.

Fuente. Elaboración propia.

- **Resultados Columna Mix 1**

Se aprecia un alto porcentaje de recuperación desde la columna Mix 1, atribuible a la cantidad de Cu_{sol} en el mineral, la cual es en su mayoría cobre soluble en ácido sulfúrico.

La curva de cinética representa una típica relación de datos de lixiviación de ensayos en minerales solubles, en donde la recuperación de cobre total alcanza un porcentaje de 50% aproximadamente en el día 5 del ciclo, se puede inferir entonces que comienza a pasar de la primera etapa de lixiviación, marcada por la disolución de los sulfatos formados en el curado del mineral, en donde principalmente es una lixiviación química. Desde el día 5 al día 24 se observa una lixiviación más lenta, marcada por el agotamiento de mineral soluble en la superficie de la roca y en donde la cinética de lixiviación es ahora

controlada por la zona difusional en donde el ácido debe penetrar en la roca para continuar disolviendo cobre. Desde el día 25 en adelante no se aprecia lixiviación en el sistema por lo que el ensayo fue suspendido en el día 38.

- **Resultados Columna Mix 2**

Para la columna Mix 2, se obtiene una recuperación de 65%, la cual al igual que en la columna Mix 1 es atribuible a la cantidad de cobre soluble presente en la muestra. Este ensayo en particular se realizó sin adición de NaCl en la solución de riego de la columna, pero sí se agregó NaCl en el aglomerado del mineral.

Este ensayo se caracterizó por la alta recuperación, con los primeros efluentes, alcanzó casi el 30% de recuperación del cobre total. La recuperación de cobre soluble, superó el 60% el día 4, de lo que se infiere que el proceso de aglomerado y curado con ácido es de gran importancia en la lixiviación de minerales con mayor presencia de óxidos de cobre. Puede decirse que la cinética obtenida es característica de minerales solubles, desde el 8 en adelante se aprecia un ingreso en la zona de difusión pero con un aumento sostenido casi lineal. El día 23 supera el 60% de recuperación total y su comportamiento se vuelve lineal, aumentando ligeramente en los 14 siguientes días.

- **Comparativa Columnas Mix 1 y Mix 2**

Como fue visto en el análisis previo, la columna Mix 1 obtuvo una recuperación mayor que Mix 2, lo cual es acorde a lo esperado y a lo planteado por las bases teóricas que respaldan el ensayo. Puede apreciarse una correlación entre ambas curvas, las cuales están prácticamente separadas por un factor de 10 puntos una de la otra. Dicha diferencia fue obtenida por Mix 1 los primeros días del ensayo, en donde se comenzó con la adición de NaCl en la solución de riego.

De un análisis preliminar podría inferirse que el uso de NaCl puede calificarse como un promotor de la lixiviación. La diferencia entre ambas curvas puede deberse al uso de NaCl, ya que por motivos de ajustes del sistema, se pudo comenzar con la adición de este reactivo en la corriente de alimentación, el día 5 de ensayo, en donde se aprecia una cinética más acelerada por parte de la columna Mix 1, frente a su par Mix 2. Dicho esto, es también apreciable que la columna Mix 1 prácticamente detiene su lixiviación a partir del día 24, y la columna Mix 2 se continúa lixivando, aunque a una tasa muy baja, hasta el final del ensayo.

De esto puede desprenderse entonces que la sal NaCl no es un inconveniente en lixiviación de Óxidos de Cobre.

6.3.7 Cinética comparativa de columnas Mix, en razón de lixiviación.

Puede apreciarse en la Fig. 23 una grafica comparativa de la recuperación de ambas columnas de mineral mixto, frente a la razón de lixiviación. Esta comparación, permite estimar un parámetro operacional de cuanto deben regarse las columnas para obtener una recuperación objetivo.

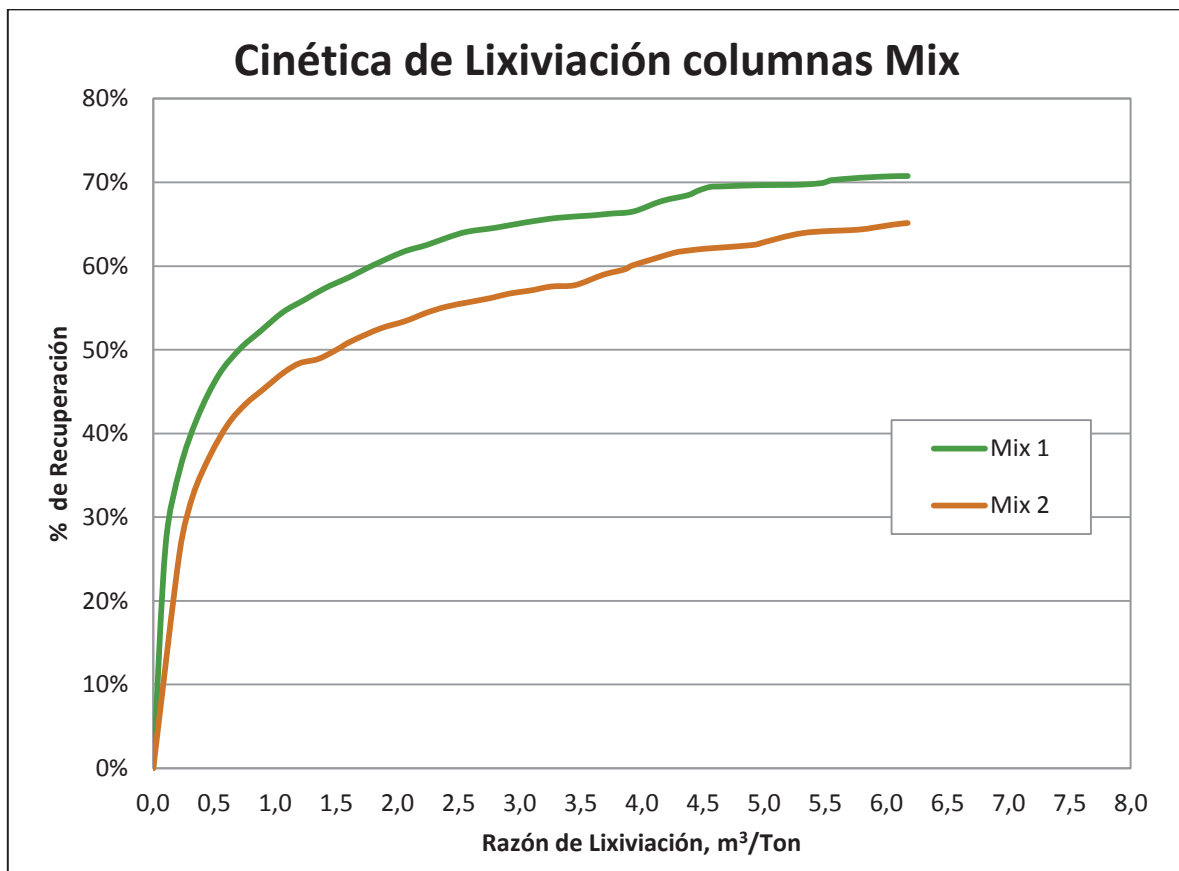


Figura 23. Comparación de cinética de lixiviación, en razón de lixiviación. Columnas Mix 1 y Mix 2.

Fuente. Elaboración propia.

Se obtiene desde el gráfico, para la columna Mix 1, que dependiendo de la cantidad de recuperación que deba obtenerse desde el mineral, el riego desde que se supera una razón de lixiviación de 1,7 m³/ton se puede subir aproximadamente 10% más en la recuperación pero para eso es necesario llegar a una razón de lixiviación de más de 6 m³/ton.

Para la columna Mix 2, desde la Fig. 23, se puede realizar una conclusión del análisis similar a la de la columna Mix 1, ya que dependiendo de la cantidad que se deba obtener del mineral, puede suspenderse la lixiviación con anticipación y evitar una razón de lixiviación mayor. Esto para ambas columnas genera una optimización en el uso de los equipos de bombeo, así como en el uso efectivo de la superficie en las canchas de lixiviación, lo cual es un recurso escaso.

6.3.8 Análisis del pH y potencial en columnas Mix

En la Fig. 24, se aprecia una variación de los parámetros de pH y Potencial Redox, para la columna Mix 1, tanto en su alimentación, como en los PLS obtenidos en el ciclo propuesto.

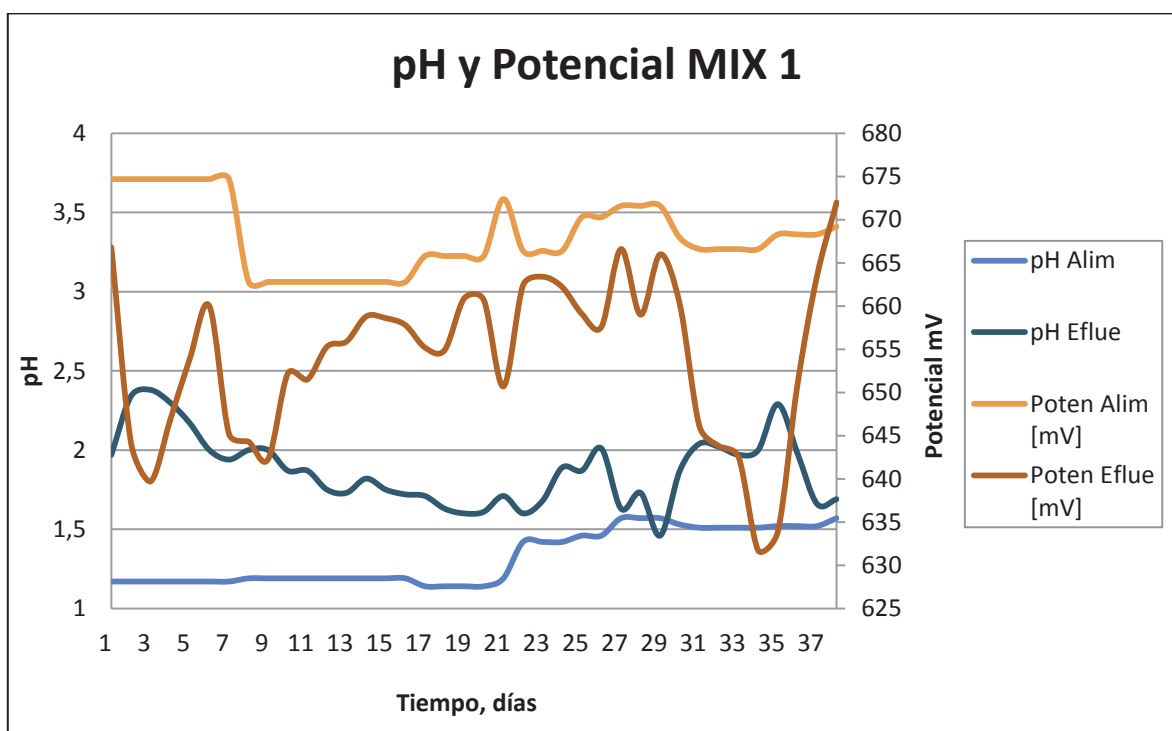


Figura 24. Variación del pH y Potencial Redox, en las soluciones de la columna Mix 1.

Fuente. Elaboración propia.

En la figura, se aprecia una comparativa de la variación del pH, y del potencial redox, tanto de las soluciones de alimentación como las efluentes, se puede apreciar y concluir que el pH de alimentación siempre es más bajo que el de salida, lo que indica que la

lixiviación se está llevando a cabo. También se desprende del gráfico que los potenciales redox son menores en las soluciones efluentes de la columna, lo que indica que iones férricos fueron consumidos por el proceso de lixiviación. Hacia el final del ensayo el potencial eléctrico efluente fue mayor que de alimentación pero un cambio de tal magnitud puede deberse a alguna clase de error en el procedimiento de medición del laboratorio a cargo de analizar las muestras.

En la Fig. 25 se aprecia la variación de potenciales y pH para la columna Mix 2

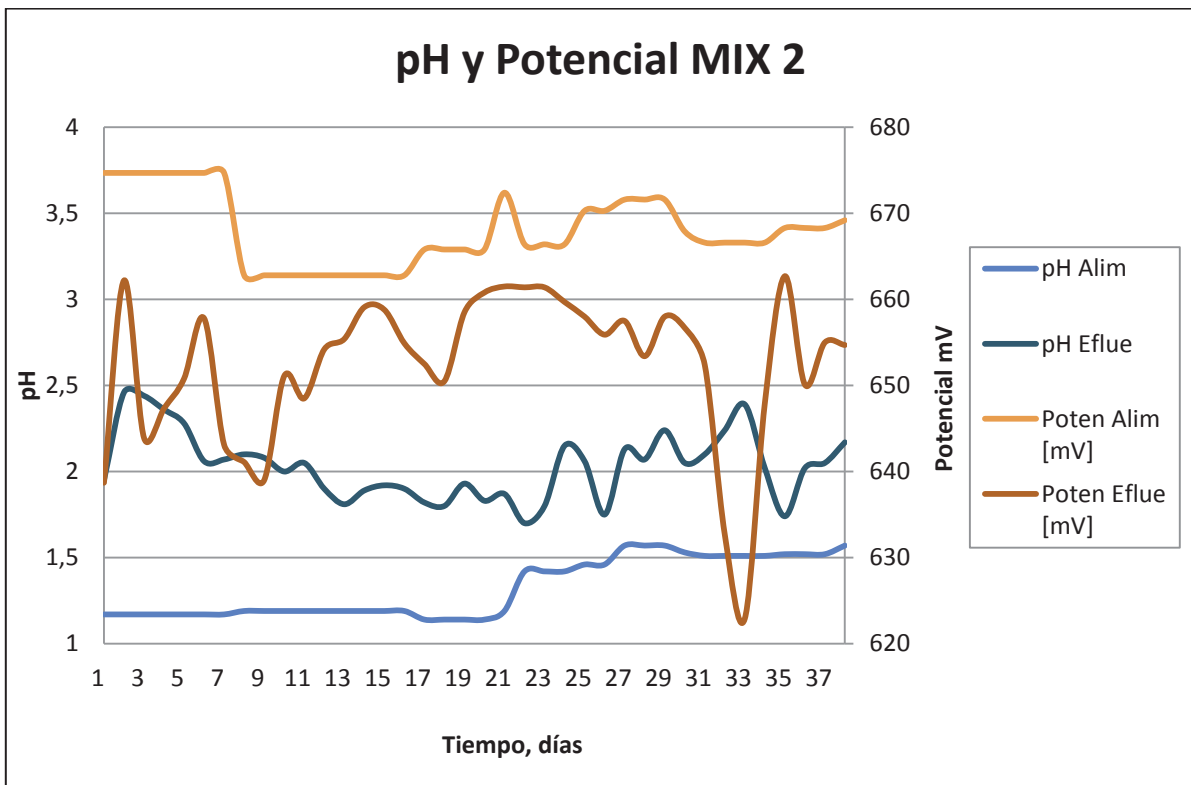


Figura 25. Variación del pH y Potencial Redox, en las soluciones de la columna Mix 2.

Fuente. Elaboración propia.

Destaca el hecho de que el pH de los PLS siempre sea mayor que el de la solución de riego, hecho que evidencia el consumo de ácido por parte de las especies presentes en el ensayo, así como también, por la evidencia de una reacción de lixiviación. Los potenciales redox, son mayores para la alimentación durante todo el transcurso de la prueba, de lo que se puede expresar que los iones que están presentes en la alimentación, con consumidos por las reacciones del proceso, obteniéndose así, potenciales redox más bajos en los efluentes de la columna.

6.3.9 Comentarios finales ensayos de mineral mixto

Para la columna Mix 1, la recuperación de Cobre soluble, superó el 100% el día 21 del ciclo por lo que se puede inferir que existió lixiviación de sulfuros. Para parámetros operacionales de la planta, la recuperación al día 13 fue de 63,11% de Cu_{tot} , y de 94% de Cu_{sol} lo que es un resultado bastante alto, logrado con una razón de lixiviación de 2,24 m^3/ton .

Se apreció también que los efluentes de la columna Mix 1 fueron mucho más claros que los de la columna Mix 2. Particularmente desde el día 25 en adelante, en donde desde los análisis hecho a los resultados, se desprende que el ciclo se instala en la zona difusional de la lixiviación.

Finalmente se puede decir que los ensayos de prueba Mix 1 y Mix 2 sirvieron en mayor medida, para poder hacer todos los ajustes necesarios al nuevo sistema de muestreo, obtención de las primeras curvas de lixiviación, y demostrar que ya que al menos una la recuperación máxima dada por la tasa de oxidación, es posible lixiviar sulfuros de cobre.

También se obtiene de la realización de estos ensayos, que puede ser un factor determinante en los resultados de recuperación, la correcta cuantificación en la ley del mineral, por lo que en los siguientes ensayos, se optó por aumentar significativamente el número de muestras enviadas al laboratorio.

El resumen de los resultados principales obtenidos en ambos ensayos se puede consultar en el Anexo II

6.4 Ensayos en Mineral de Sulfuro de Baja Ley (SBL)

Ya que gracias al desarrollo de los ensayos con mineral mixto, fue posible obtener bastante experiencia en el desarrollo de ensayos en columnas de lixiviación, y logrando subsanar el problema de envío de mineral de sulfuro de baja ley desde la mina, se implemento el ensayo con prontitud para lograr obtener los resultados antes del término del contrato.

6.4.1 Ley de Mineral SBL

Para en análisis de ley, se enviaron ocho muestras, las cuales también se analizaron para granulometría. Se solicitó analizar la ley de cobre en las ocho muestras, y los resultados de esos análisis son apreciables en la tabla XI. Destaca que la cantidad de cobre soluble es bastante menor que la de Cu total, por lo que podemos decir que es un sulfuro de baja ley.

Nombre Muestra	Cu Total %	Cu Sol (Sulfuroso) %	Cu Insoluble %
Test 1-A	0,604	0,174	0,430
Test 2-A	0,623	0,188	0,435
Test 3-A	0,536	0,202	0,334
Test 4-A	0,501	0,186	0,315
Test 1-B	0,529	0,184	0,345
Test 2-B	0,539	0,178	0,361
Test 3-B	0,532	0,165	0,367
Test 4-B	0,584	0,220	0,364
Promedio	0,556	0,187	0,369

Tabla XI. Leyes de mineral SBL

Fuente. Análisis laboratorio metalúrgico, División El Soldado.

No se aprecia un aumento en el cobre soluble luego del ser aglomerado, los ensayos marcados con la letra B, son aquellos que fueron muestreados desde mineral ya aglomerado.

El haber realizado un mayor número de muestras para análisis de caracterización metalúrgica, aumenta el grado de confianza en el desarrollo de los ensayos, y en los resultados obtenidos.

6.4.2 Ensayo de humedad en mineral SBL

Se realizaron 5 ensayos de humedad para las bolsas de mineral solicitado y recibido, obteniéndose los siguientes resultados, expresados en la tabla XII.

Ensayo	Masa inicial	Masa final	% Humedad
1	2976,8	2912	2,23%
2	3023,6	2957,4	2,24%
3	3047	2981	2,21%
4	3070,4	3004,5	2,19%
5	3093,8	3026,2	2,23%
Prom	15211,6	14881,1	2,22%

Tabla XII. Humedad en mineral SBL aglomerado.

Fuente. Elaboración propia.

Se obtiene entonces que la humedad promedio del mineral ya aglomerado es de 2,22%. Es necesario considerar la humedad presente en el mineral al iniciar la prueba, ya que el usar la masa húmeda, alteraría la cantidad de cobre presente en la muestra, al ser los ensayos de leyes realizados a mineral seco, se debe considerar la masa seca de mineral presente en la columna para obtener una recuperación real de cobre.

6.4.3 Test de Sulfatación en mineral SBL

Se realizaron 2 experiencias para intentar determinar el cobre en solución obtenible desde 500 gr de muestra de mineral aglomerado, pero en ambas ocasiones el resultado fue que no existían sulfatos de cobre en las muestras de mineral.

Es entendible ya que el sulfuro no tiende a ser soluble en ácido, a menos que exista presencia de algún agente oxidante, condición que no ocurre durante el proceso de aglomerado pero si durante el proceso de lixiviación en pilas. Por lo tanto se concluye que el proceso de aglomeración y curado con ácido es innecesario para sulfuros de baja ley o es innecesario el uso de ácido sulfúrico concentrado.

6.4.4 Ensayos de granulometría a mineral SBL

Se realizaron 4 ensayos de granulometría al mineral SBL antes de ser aglomerado, y 4 ensayos, después de ser aglomerado y los resultados se pueden apreciar en los siguientes gráficos.

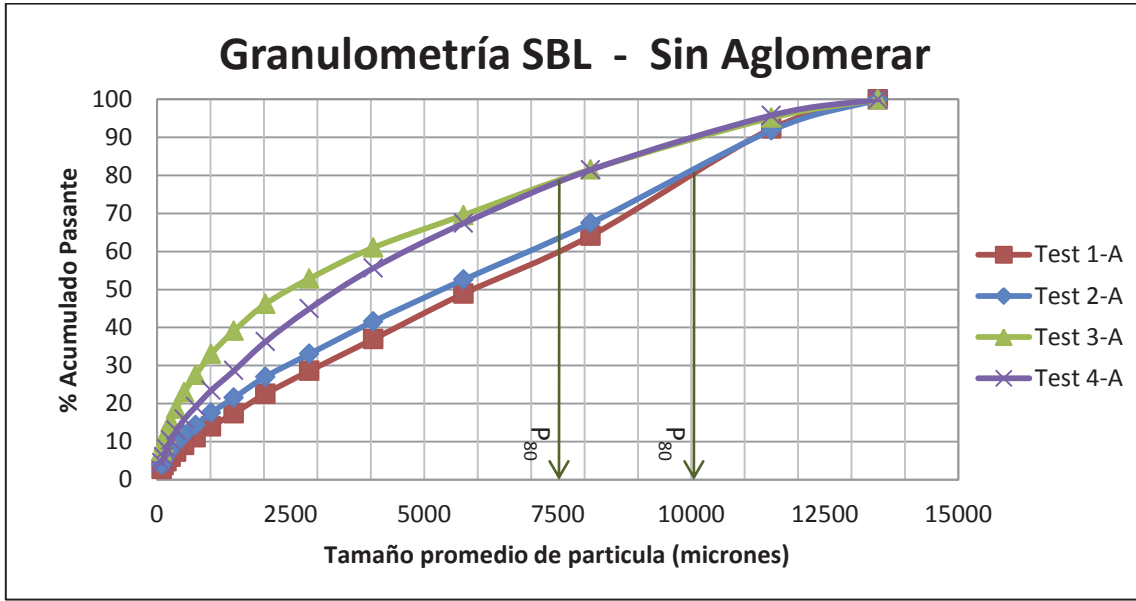


Figura 26. Curva de granulometría a mineral SBL sin Aglomerar.

Fuente. Elaboración propia.

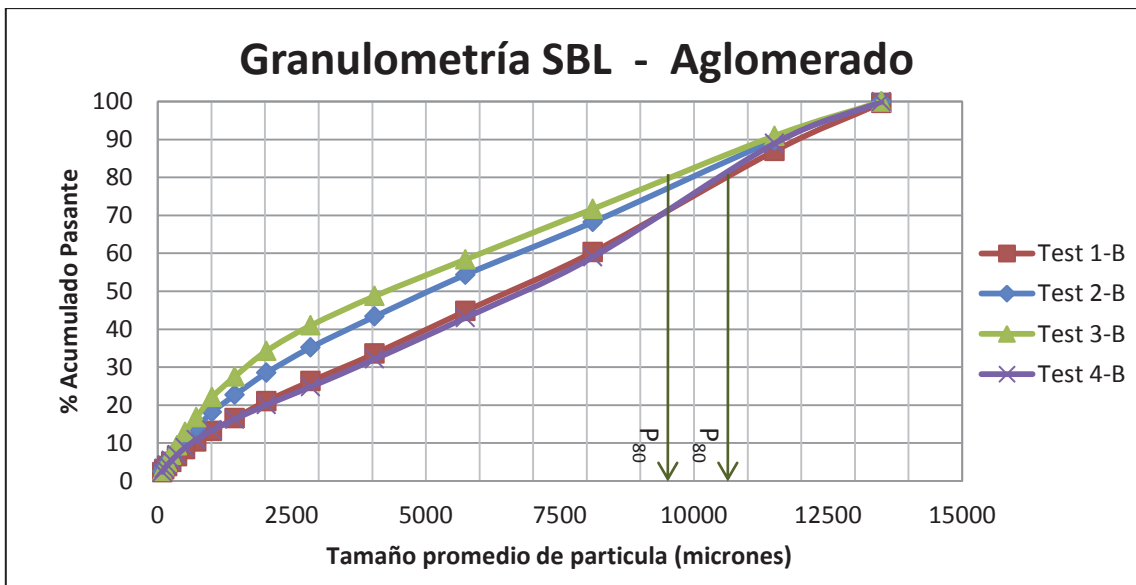


Figura 27. Curva de granulometría a mineral SBL sin aglomerar

Fuente. Elaboración propia.

Puede desprenderse tanto la Fig. 26 como de la Fig. 27, que el mineral se ve influenciado por el proceso de aglomeración, existiendo un espaciamiento mayor entre partículas en el caso de los ensayos sin aglomerar, frente al ensayo en donde el mineral ya había sido aglomerado. En la Fig. 26, la granulometría P_{80} del material sin aglomerar fluctúa desde los 7500 μm , hasta los 10000 μm . y en la Fig. 27, la granulometría fluctúa en un rango más acotado desde los 9500 μm hasta los 10500 μm .

Al ser estos, ensayos tan dispersos, se realizó un análisis comparativo entre el promedio de los ensayos con aglomerar y los ensayos en mineral sin aglomerar, obteniéndose la Fig. 28.

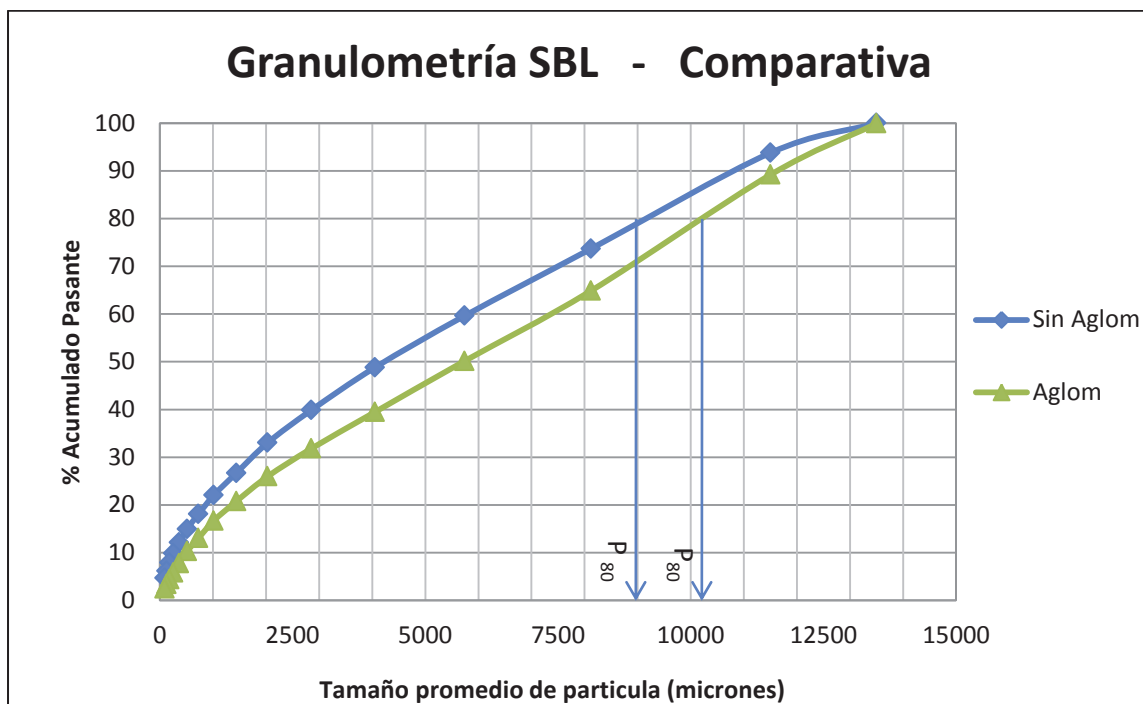


Figura 28. Comparación de análisis granulométrico del proceso de aglomeración.

Fuente. Elaboración propia.

Desde el gráfico se puede concluir finalmente, que el proceso de aglomeración reduce la cantidad de finos, aumentando el P_{80} desde aproximadamente los 9000 μm hasta pasado los 10000 μm , pero es poco eficiente al no lograr la formación de elementos cementantes, que sustenten la estabilidad del glomero formado. El que no se formen elementos cementantes y sulfatos de cobre es en relación directa con la falta de óxidos en el mineral, por lo que el resultado es esperable y se ajusta a lo predecible.

6.5 Análisis comparativo de columnas de SBL

Para poder efectuar un análisis que logre contrastar el distinto comportamiento de cada columna, se optó por realizar un análisis comparativo de los resultados obtenidos por cada columna, los resultados se presentan a continuación:

6.5.1 Columna SB1 v/s Columna SB3

La cinética de lixiviación de la columna SB1 y SB3 puede apreciarse en la Fig. 29.

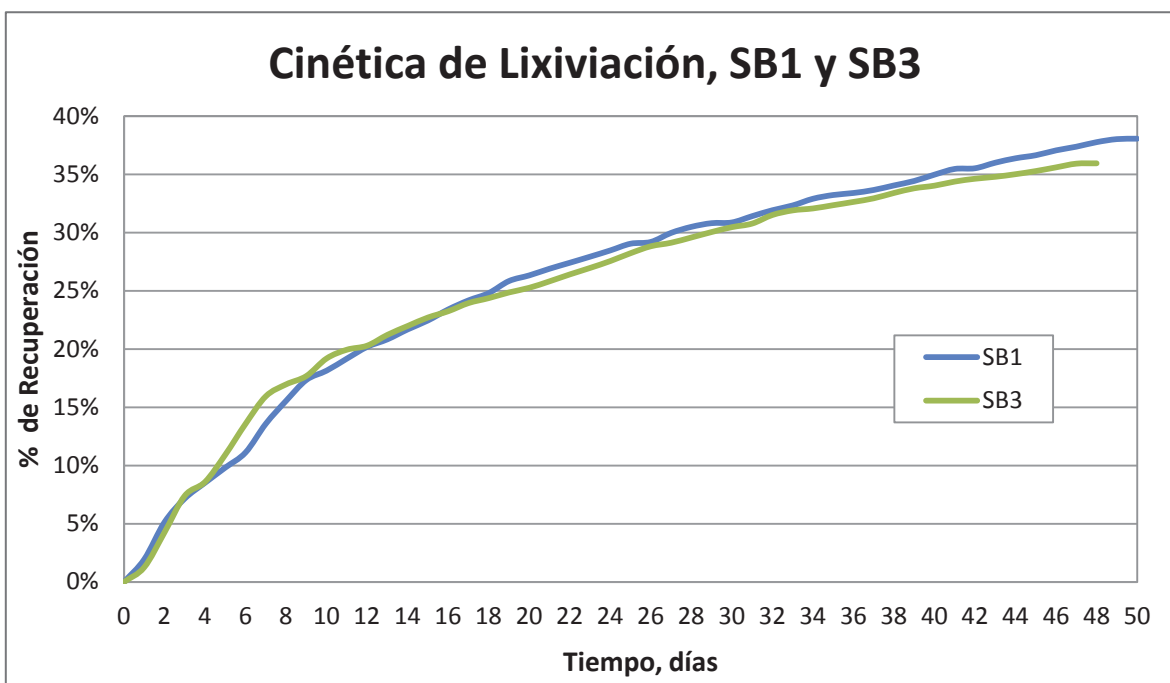


Figura 29. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB1 y SB2, en días.

Fuente. Elaboración propia.

- **Resultados columna SB1**

La columna SB1, fue aglomerada y regada con NaCl, su comportamiento durante el ciclo de lixiviación fue el esperado para minerales sulfurados. Destaca la poca compactación que sufren los sulfuros al ser regados, esto puede contribuir a analizar el uso de una altura de carga mayor en el diseño de pilas de sulfuros.

La cinética de lixiviación de la columna SB1 es esperable para una lixiviación de sulfuros, en donde el aumento en la recuperación es lento pero sostenido en el tiempo, casi formando una línea recta desde el día 10 al 20, y desde el día 20 al 50.

Es en esos puntos en donde se infiere comienza a cobrar importancia la cantidad de azufre que se comienza a acumular en el exterior de la partícula, ya que el cobre depositado en la superficie del mineral, ya ha sido disuelto por la lixiviación y se entra totalmente a la zona difusional.

Es entonces cuando debería verse reflejada la influencia de la sal, ya que a medida que avanza a la lixiviación en el área superficial de la partícula, el azufre resultante de la reacción se comienza a acumular en superficie, impidiendo la reacción redox, al no ser el azufre conductor eléctrico. Es entonces donde los iones cloruros (Cl^-) presentes en la solución de riego, debieran actuar en el azufre elemental que recubre la partícula, creando porosidades en su superficie, por las cuales pueda ingresar tanto iones de Fe^{3+} , como ácido y oxígeno, para no detener la lixiviación.

- **Resultados columna SB3**

El ensayo de columna SB3, es el denominado ensayo de blanco, en donde se lleva a cabo una lixiviación sin adición de ningún promotor de lixiviación y usando condiciones de ensayo, basadas en el proceso productivo de la división, por ende lo obtenido en este ensayo, representaría lo que ocurriría si se recurriera a lixiviar netamente sulfuros de baja ley en la planta.

La principal importancia de este ensayo es que además de ser el punto de comparación para los estudios relativos a la influencia del NaCl en la lixiviación, da una perspectiva de la recuperación posible en una lixiviación sin ningún cambio respecto a la operación de la planta más que el tiempo de duración del ciclo, por lo que se puede usar el resultado para estimar la producción si se cambiara el mineral a lixiviar.

6.5.2 Cinética comparativa SB1 y SB3, respecto a razón de lixiviación

Se presenta a continuación en la Fig. 30, la cinética comparativa de lixiviación de la columna SB1 vs SB3, en relación a la razón de lixiviación, se puede apreciar nuevamente que el crecimiento de la curva de recuperación es directamente proporcional a la continuidad del riego, se puede decir luego, que al menos hasta una razón de lixiviación de $7 \text{ m}^3/\text{ton}$, se seguirá extrayendo cobre desde el mineral.

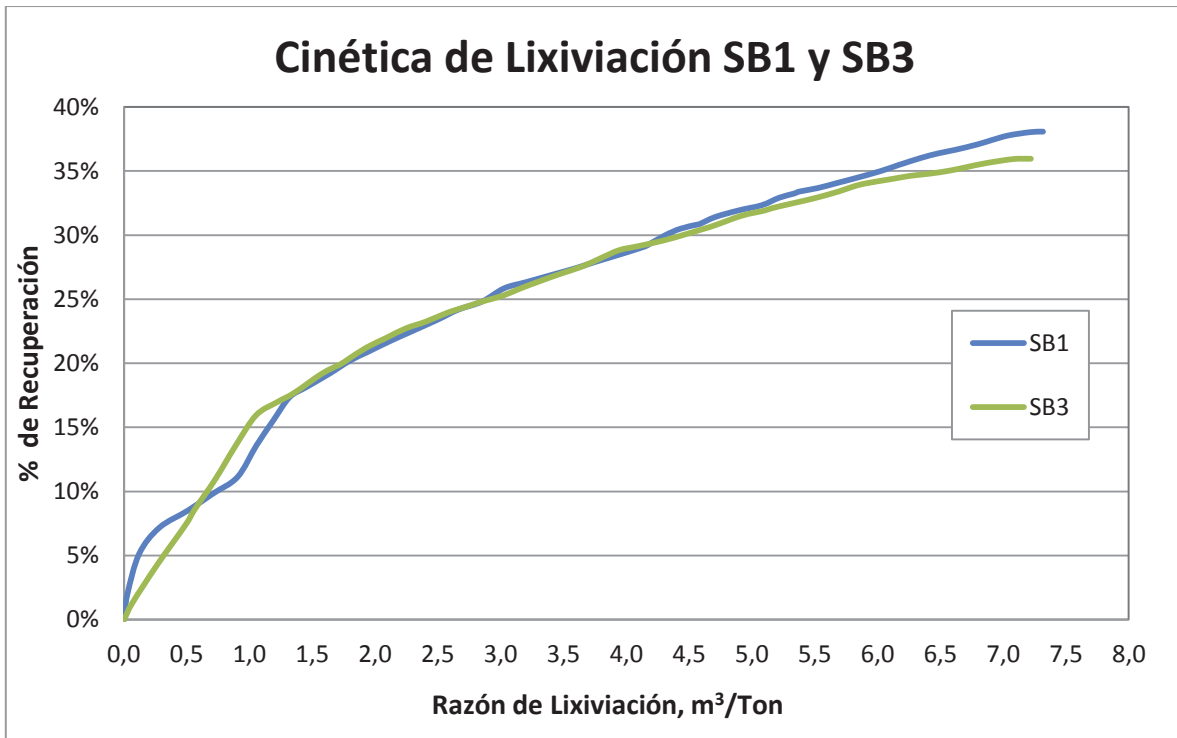


Figura 30. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB1 y SB3, en razón de lixiviación.

Fuente: Elaboración propia.

- **Comparación entre columnas SB1 y SB3**

De los dos análisis comparativos, tanto de recuperación frente a los días como de recuperación frente a la razón de lixiviación, la cinética de lixiviación que entrega el ensayo SB3, es de comportamiento muy similar al ensayo SB1 y su recuperación es de magnitud similar a lo encontrado con adición de NaCl. Puede presumirse que si bien la adición de NaCl como promotor de la lixiviación es una contribución en 2,1% a la recuperación total, aumentando desde 35,96% de SB3 a 38,08% de SB1.

Puede también mencionarse que al igual que en la columna Mix 1, los efluentes de la columna SB1, fueron sustantivamente más claros que los de las demás columnas de SBL sin riego de NaCl, en la Fig. 31 se aprecia una comparación del color de la solución de efluente de SB1 v/s SB3, que representa el color característico de todos los ensayos de lixiviación sin NaCl, por lo que la diferencia de color se puede atribuir al uso de Sal.

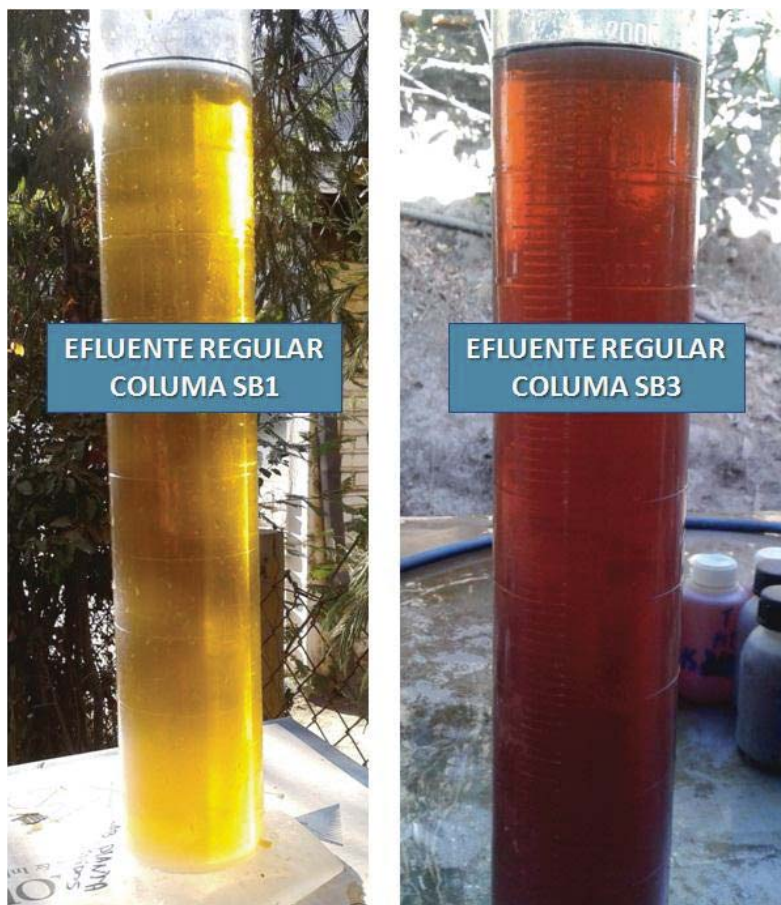


Figura 31. Diferencia de color entre los efluentes de columnas con riego de NaCl y sin NaCl.

Fuente. Elaboración propia.

Las columnas SB3 y SB4, presentan un ciclo de lixiviación más corto que sus homónimas 1 y 2, esto se debe a que se pusieron en marcha un día después de lo esperado, y no drenaron hasta un día después de su funcionamiento, por lo que se desfasaron dos días de lo esperado. Por motivos de tiempo restante para analizar las colas de mineral de la columna, fueron detenidas al mismo tiempo que todas las columnas.

6.5.3 Variación en pH y Potencial Redox columnas SB1 y SB3

Se aprecia en la Fig. 32, la variación en las mediciones diarias de los parámetros de pH y potencial redox para la columna SB1, en donde los pH de PLS son sustancialmente mayores que los de alimentación, durante todo el ensayo, lo que evidencia un consumo de ácido por parte de la prueba, atribuible a las reacciones de lixiviación. Así mismo, se evidencia que los potenciales redox de la columna, son menores en los PLS que en la alimentación, lo que puede indicar, una presencia menor de iones férricos.

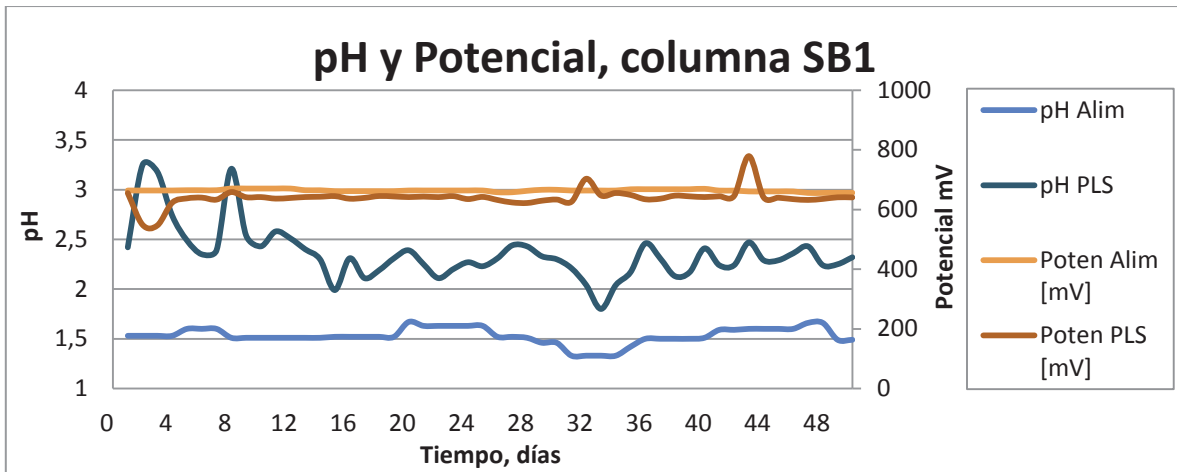


Figura 32. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB1.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig.33 se presenta la misma grafica comparativa, para los resultados de la columna SB3, en donde también destaca la diferencia de pH obtenidos entre la alimentación y los PLS como en el caso anterior, pero en este ensayo se presenta una superación de el potencial redox de efluentes, frente a los de alimentación en el día 24, aunque esto puede deberse al estrecho margen entre ambas, esta superación es consistente en el tiempo restante de ensayo.

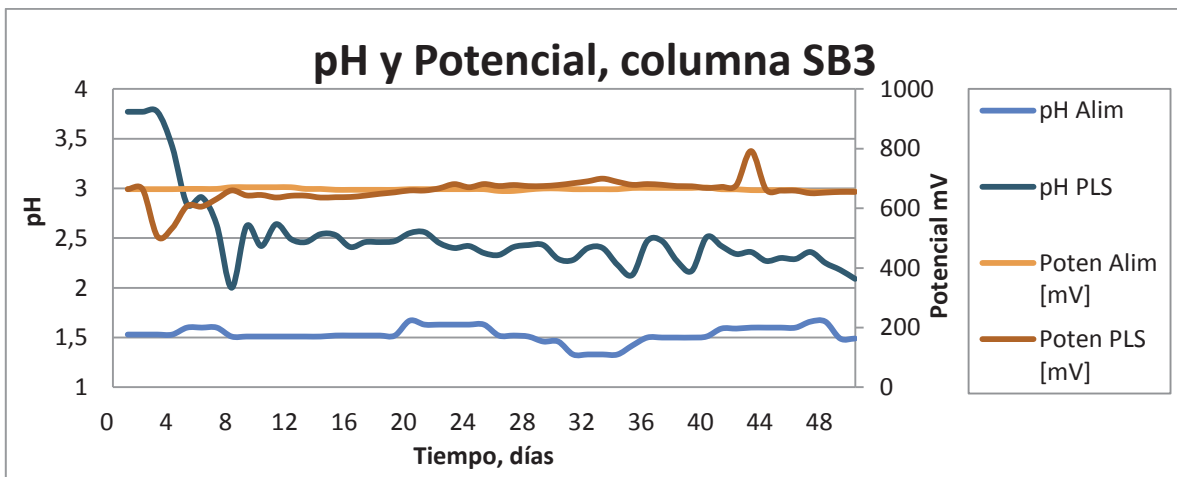


Figura 33. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB3.

Fuente. Elaboración propia.

Se puede decir de este ensayo que la lixiviación de sulfuros de baja ley, es factible para el tipo de proceso de la planta ya que sin la adición de ningún promotor más que los que se presentan naturalmente en las soluciones de lixiviación, se logra una recuperación de 36% en este ensayo.

6.5.4 Columna SB2 v/s Columna SB3

El ensayo de columna SB2, se caracteriza por ser un mineral aglomerado con NaCl, pero regado con solución acidulada de refino sin presencia de NaCl, particularmente, es el mismo lote de material que compone la columna SB1.

La cinética de lixiviación de las columnas se puede apreciar en la Fig. 34.

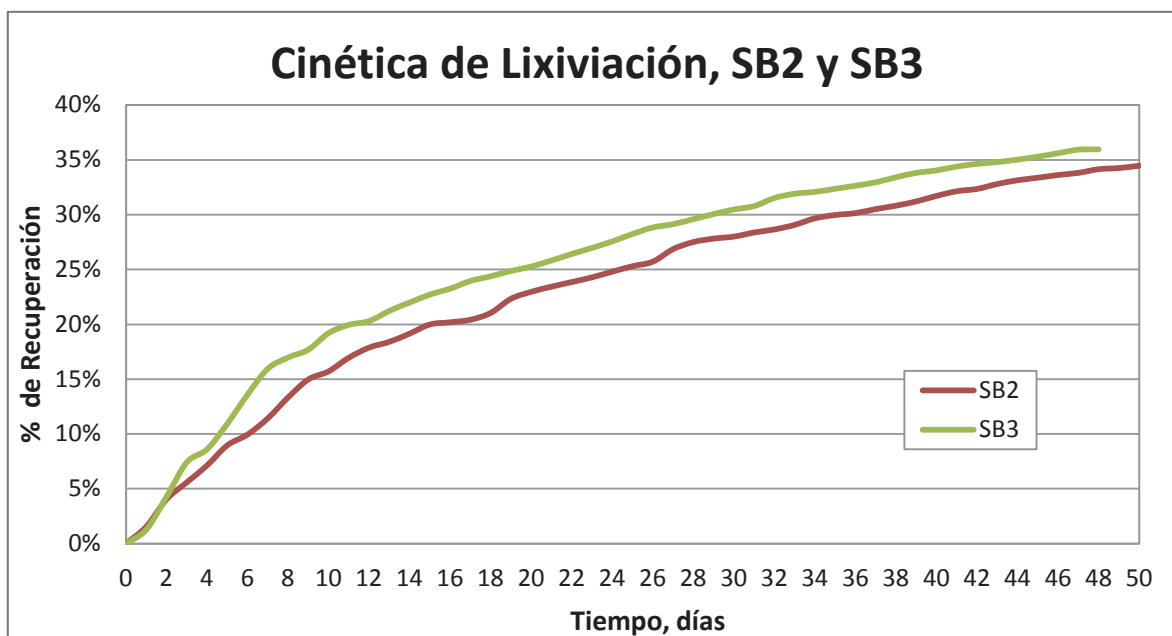


Figura 34. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB2 y SB3, en días.

Fuente. Elaboración propia.

- **Resultados columna SB2**

La cinética de lixiviación de la columna SB2, tal como la de SB3, es esperable para una lixiviación de sulfuros el aumento en la recuperación es lento pero sostenido en el tiempo, casi formando una línea recta desde el día 10 al 50.

Este estudio buscaba comparar la recuperación obtenida en relación a la adición de NaCl en el aglomerado del mineral, y el riego sin NaCl, se estima luego que durante los primeros días del ciclo de lixiviación se debería presenciar una influencia en la recuperación de Cu, y a medida que avanza el tiempo de riego, debería diluirse y eliminarse en los efluentes la sal adicionada, dejando solamente la influencia de lixiviación química sin promotor salino.

6.5.5 Cinética comparativa SB2 y SB3, respecto a razón de lixiviación

Se presenta en la Fig. 35, la cinética comparativa de lixiviación de la columna SB2 vs SB3, en relación a la razón de lixiviación.

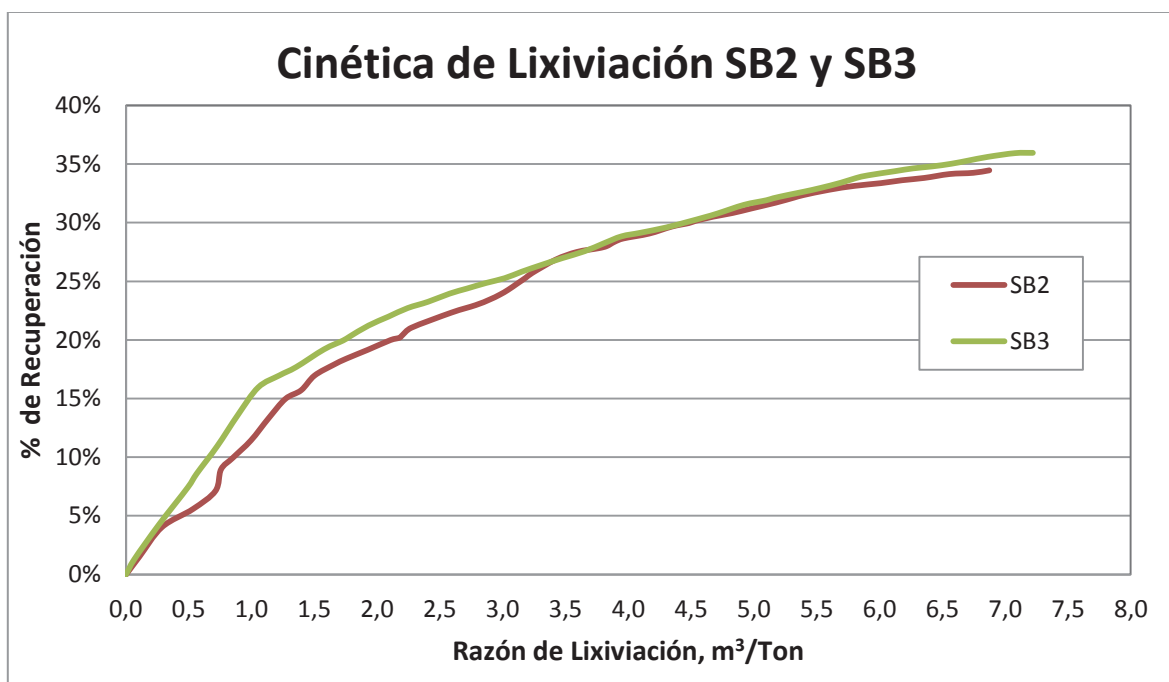


Figura 35. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB2 y SB3, en razón de lixiviación.

Fuente. Elaboración propia.

- **Comparación entre columnas SB1 y SB3**

Se puede apreciar que existe un distanciamiento entre ambas, los primeros días del ensayo, en donde a una razón de lixiviación similar, la columna SB3 es más efectiva en recuperación, esto contradice lo esperado del ensayo, en donde en los primeros días debería verse la efectividad del cloruro remanente del aglomerado, al alcanzar una razón de lixiviación cercana a los 3,5 m³/Ton, las recuperaciones son bastante similares hasta la finalización del ensayo, en donde la mayor recuperación de SB3 puede deberse finalmente a una mayor razón de lixiviación.

6.5.6 Variación en pH y Potencial Redox columna SB2

En la Fig. 36, se puede ver el comportamiento del pH, como del potencial, tanto para la alimentación como para los PLS obtenidos en la columna SB2.

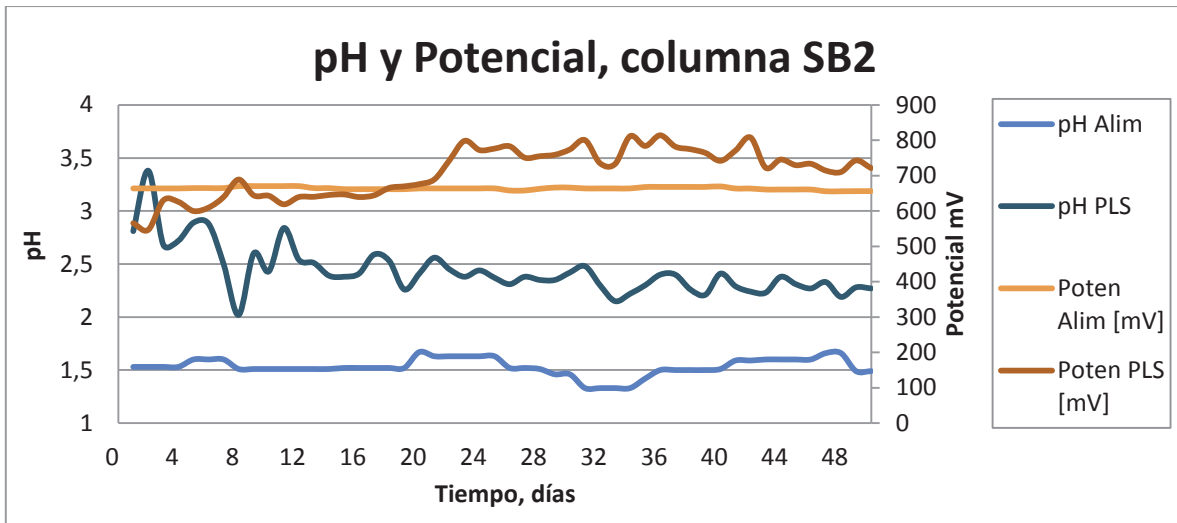


Figura 36. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB2.

Fuente. Elaboración propia.

En el eje secundario se encuentra la variación del potencial de las soluciones, y se aprecia un aumento de este desde el día 20 en adelante que coincide con una disminución en los iones ferrosos (Fe^{2+}) y un aumento en los iones férricos (Fe^{3+}), fenómeno que se puede apreciar en la Fig. 38 que se presenta a continuación.

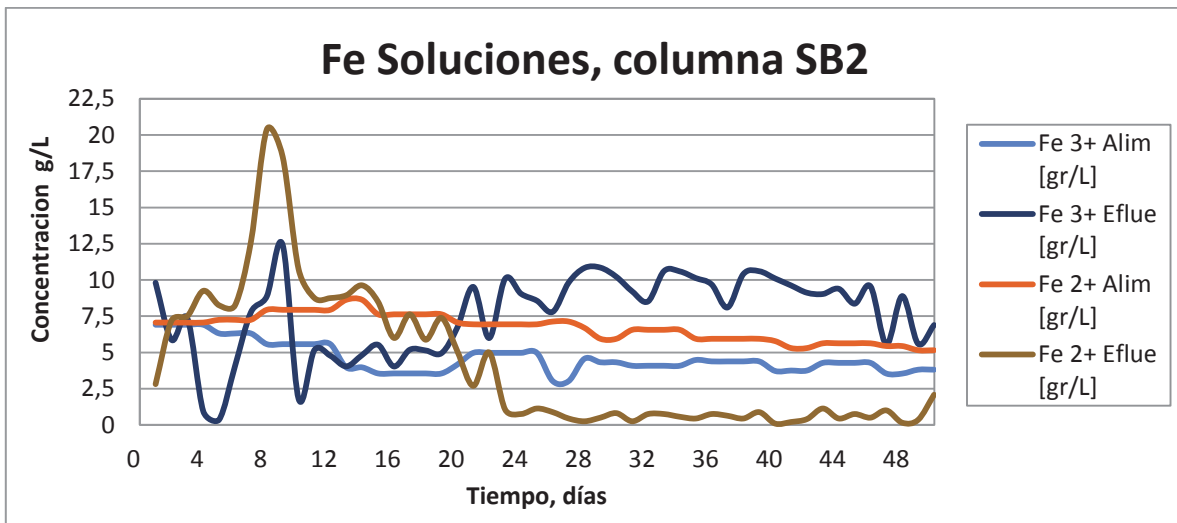


Figura 37. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB2.

Fuente. Elaboración propia.

Una posible explicación a este fenómeno, es una disminución de la lixiviación de sulfuros, y por consecuencia una disminución de consumo de iones férricos, lo que aumentaría su concentración en las soluciones efluentes. El fenómeno se sostiene desde el día 20 hasta la finalización del ensayo.

6.5.7 Columna SB4 v/s Columna SB3

Finalmente se analiza el caso de la columna SB4 frente a la columna de blanco SB3. Este ensayo, busca clarificar el comportamiento de la lixiviación con un ciclo similar a los anteriores, pero con una tasa de riego menor a la usada en la planta, particularmente bajarla desde 20 L·h/m², hasta 12 L·h/m². La regulación de una tasa de riego menor debe ser más minuciosa y sus efluentes son de un color rojo mucho más intenso y oscuro que los efluentes de los ensayos con tasa de riego mayor. La cinética de lixiviación de la columna se puede apreciar en la Fig.38

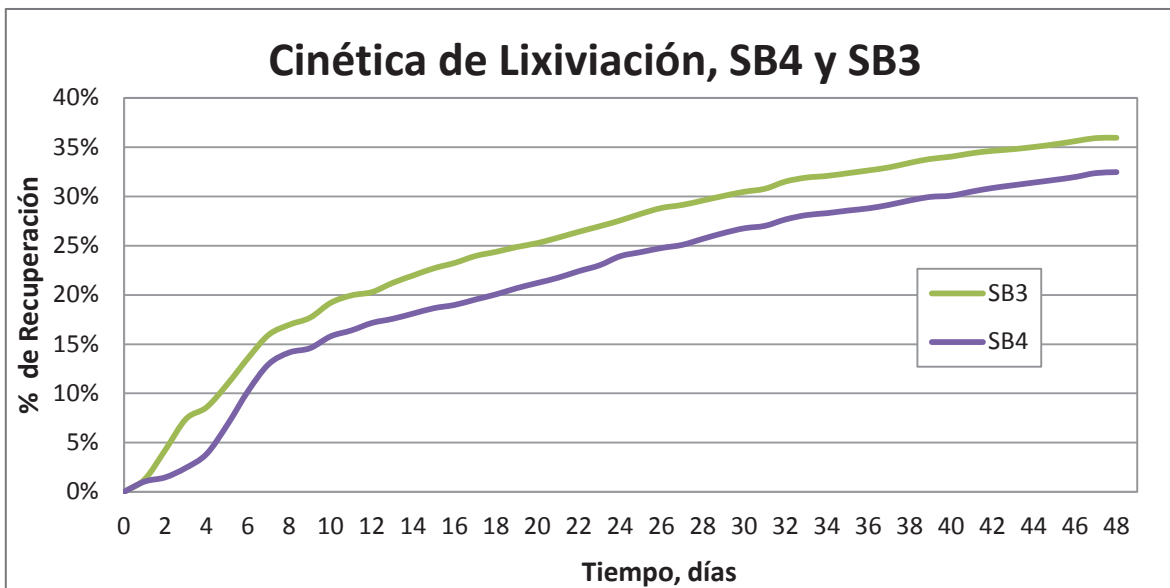


Figura 38. Comparación de cinética de lixiviación entre columnas SB4 y SB3, en días.

Fuente. Elaboración propia.

- **Resultados columna SB4**

En el desarrollo de este ensayo se aprecia inicialmente, un comportamiento diferente respecto de los ensayos con tasa de riego más alta, particularmente desde el inicio hasta el día 4, en donde la recuperación crece lentamente, eso se explica por las bajas recolecciones de efluentes de esos días, en donde además de ser un volumen inferior al buscado por el ensayo, su concentración de cobre no era la alta, por lo que la recuperación se mermaba. A partir del día 6 en adelante, se logra que los efluentes sean los esperados, y la recuperación comienza a subir como corresponde a una lixiviación de sulfuros de baja ley. La regulación de flujos es primordial para una tasa de riego menor, ya que la presión de la línea de alimentación es la misma para todas las columnas.

6.5.8 Cinética comparativa SB4 y SB3, respecto a razón de lixiviación

En la Fig. 39, se presentan la cinética comparativa de lixiviación de la columna SB4 vs SB3, en relación a la razón de lixiviación.

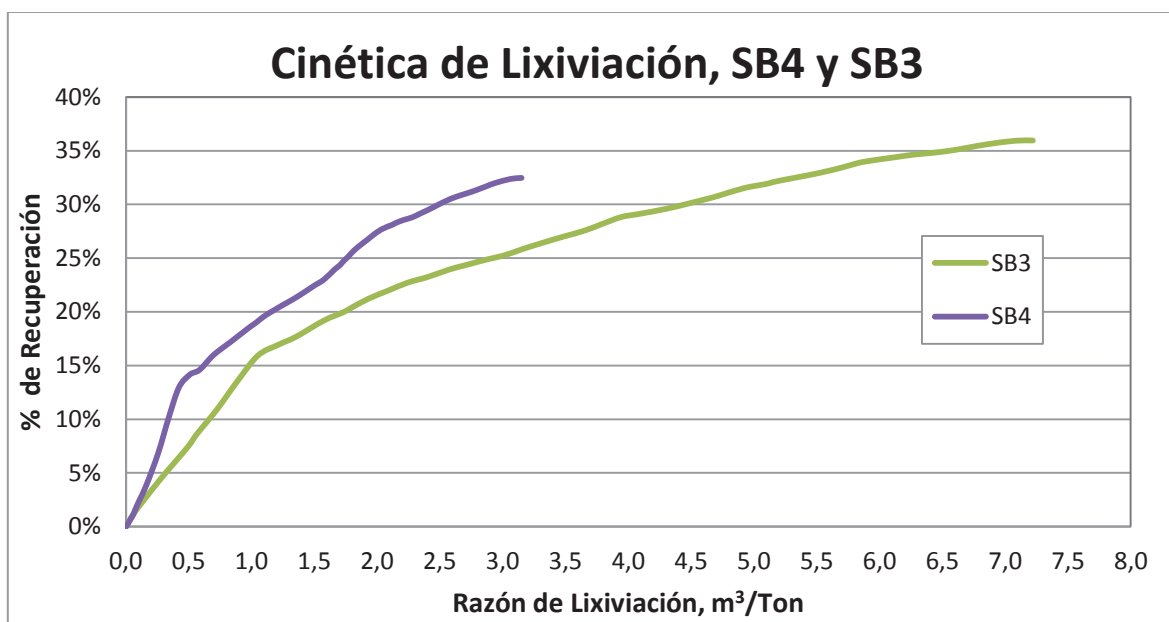


Figura 39. Cinética comparativa de lixiviación entre columnas SB4 y SB3, en razón de lixiviación.

Fuente. Elaboración propia.

- **Comparación entre columnas SB4 y SB3**

En este gráfico, se aprecia uno de los resultados de gran relevancia en los ensayos de lixiviación realizados, ya que la columna que presenta un mejor comportamiento respecto a la recuperación v/s la razón de lixiviación, es la columna SB4, en donde se obtiene una recuperación más acelerada respecto de la misma razón de lixiviación en todas las otras columnas ensayadas. Esta columna en particular presenta una razón de lixiviación menor, ya que su tasa de riego era más baja que las demás. Se desprende que con una menor cantidad de solución acidulada, por tonelada de mineral, se obtienen recuperaciones solo un poco menores a las obtenidas con tasas de riego mayores. La importancia de este resultado radica en que reafirma a lo expresado en el marco teórico, en donde se siguieren tasas de riego bajas para la lixiviación de sulfuros.

La elección de una correcta tasa de riego es primordial para optimizar la recuperación de la planta.

6.5.9 Variación en pH y Potencial Redox columna SB4

En la Fig. 40, se puede ver el comportamiento del pH, como del potencial, tanto para la alimentación como para los PLS obtenidos en la columna SB4.

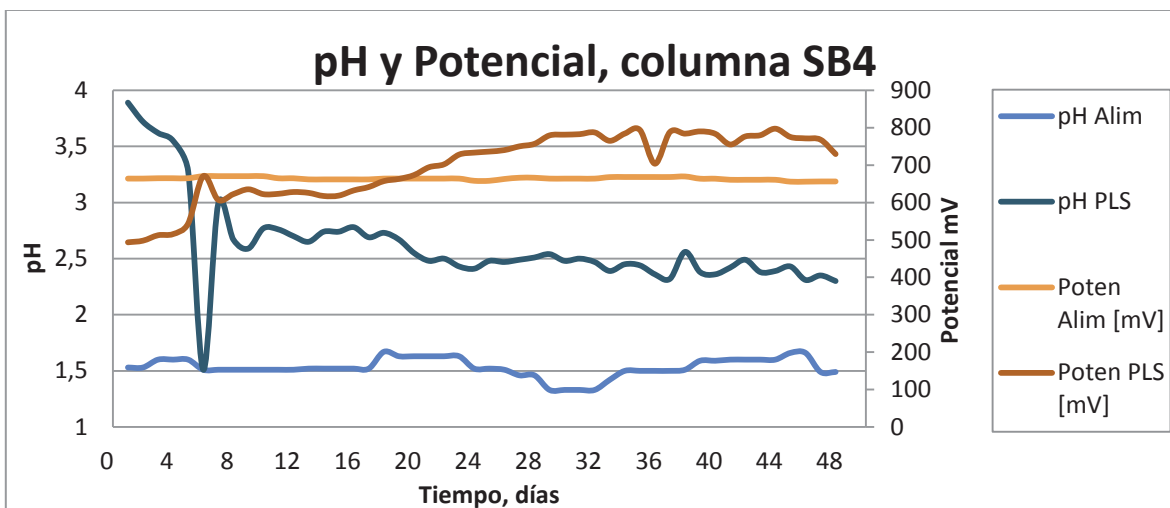


Figura 40. Variación de pH y Potencial Redox en soluciones de alimentación y PLS de columna SB4.

Fuente. Elaboración propia.

Al igual que en los ensayos anteriores, se aprecia un comportamiento sostenidamente mayor del pH de los efluentes, frente al de alimentación, lo que al igual que en los ensayos anteriores, evidencia un consumo de ácido por parte de la prueba, en parte por las reacciones de lixiviación. El potencial redox de los efluentes de la columna, es menor hasta el día 20 del ensayo, superando luego al potencial de alimentación, lo que puede indicar que en similitud a lo ocurrido en la columna SB2, existe una mayor presencia de iones férricos en la solución PLS, lo que aumenta el potencial eléctrico.

- **Variación de concentraciones en columnas SBL**

La variación de las especies en solución de los ensayos de columnas SBL, pueden encontrarse en el Anexo III y de ellas se puede expresar que presentan un comportamiento de acuerdo a lo esperado en ensayos de lixiviación química de sulfuros de baja ley.

Capítulo VII

7. Evaluación económica

En el presente estudio se realiza una evaluación económica que está determinada a encontrar la producción de cobre fino si el proceso productivo se enfocara únicamente a lixiviar sulfuros de baja ley, y adicionalmente las opciones posibles para enfrentar un descenso en la producción así como también la opción de aplicación de canchas de lixiviación.

La ingeniería de la opción de ampliación de canchas fue hecha en base a valores actuales de las empresas contratistas que trabajan en la división. El costo de inversión tiene relación netamente con el desarrollo de un proyecto de ampliación de cancha y no con los costos extras por depositar material en el área ampliada. Esos costos son asumidos dentro del cálculo de la nueva capacidad instalada y del costo por unidad de material depositado.

7.1 Estado actual económico.

La planta de óxidos, presenta un costo de operación que se calcula en base a una serie de parámetros de cargos a su operación y administración. El costo es más alto en el caso de estar realizándose compra de mineral a terceros, por lo que eso no será considerado en el presente análisis.

En la tabla XIII se presenta los costos de operación de la planta en US\$ tomados desde Abril de 2012 a Marzo de 2013

Gastos por Naturaleza	abr-12	may-12	jun-12	jul-12	ago-12	sep-12	oct-12	nov-12	dic-12	ene-13	feb-13	mar-13
M.O.Supervisión	0	0	0	0	0	0	0	0	0	1.288	4.028	2.822
MO. Empleados	131.638	115.640	123.899	136.178	137.750	131.077	131.603	139.378	282.035	142.694	140.312	133.847
Electricidad	87.282	93.081	88.321	63.851	167.641	58.964	13.373	87.253	67.140	113.226	50.040	30.847
Comb & Lubr	6.862	3.308	13.880	15.117	19.629	1.118	1.678	472	503	556	1.213	529
Ser. Cont. Mant	3.775	51.334	19.817	40.184	20.251	59.743	27.108	18.483	16.065	17.332	4.088	31.012
Tratam Esteril	174.909	158.909	51.716	257.093	225.386	203.548	143.496	241.080	240.371	283.204	235.071	387.742
Arriendos	70.730	65.449	127.795	112.057	55.081	85.912	104.691	46.577	50.115	63.364	8.993	15.303
Serv. Personal	1.756	1.478	1.498	1.509	1.518	1.635	1.803	1.688	1.707	1.690	2.225	1.793
Otr. Serv. Cont	86.153	156.839	127.040	78.536	121.200	150.284	118.067	169.660	227.411	171.426	160.861	116.344
Aceros	13.127	12.309	10.794	10.407	6.291	2.214	875	3.934	5.533	23.723	3.793	541
Neumáticos	0	0	0	0	117	0	0	0	951	0	0	0
Reactivos	265.430	361.941	271.083	176.858	180.417	173.804	146.142	263.372	265.154	129.473	80.914	22.249
Repuestos	45.293	55.357	43.633	42.467	34.444	18.121	21.510	36.868	23.953	43.994	26.458	19.675
Otros Materia	19.700	5.682	7.505	10.649	14.522	3.431	13.342	1.380	16.550	200.586	-171.400	7.289
Otros Gastos	-3.143	69	2.845	0	1.365	0	958	249	1.968	0	16.642	0
Total Proceso Cátodos	903.513	1.081.398	889.826	944.906	985.613	889.849	724.643	1.010.394	1.199.456	1.192.556	563.237	769.994
Cost. Unit (Us\$/Ton.Min+ Reverts)	9,01	12,52	18,85	13,38	10,52	10,29	7,57	10,84	13,98	12,72	7,25	5,61
Cost. Unit. (¢/Lbs)	210,93	241,33	505,08	257,57	290,58	294,67	259,81	328,66	313,21	345,98	238,13	332,36

Tabla XIII. Resumen costos operacionales, en USD, rango Abril 2012 – Marzo 2013.

Fuente: División el Soldado, AA Chile.

En base a los estudios realizados en la lixiviación en columnas se obtuvo que para el caso de sulfuros de baja ley, la recuperación máxima alcanzada fue de 38% del cobre total, en 50 días de ciclo. Si bien no se puede afirmar que esta es la máxima recuperación posible, no existen mayores datos de recuperación con ciclos de más días.

7.2 Relación entre gastos específicos y producción

Realizando un análisis de los distintos ítems que la división considera para su control de costos se identifica que solo los reactivos y el transporte de estéril, presenta alguna relación con la producción de la planta. Lo anterior puede apreciarse en la Fig. 41.

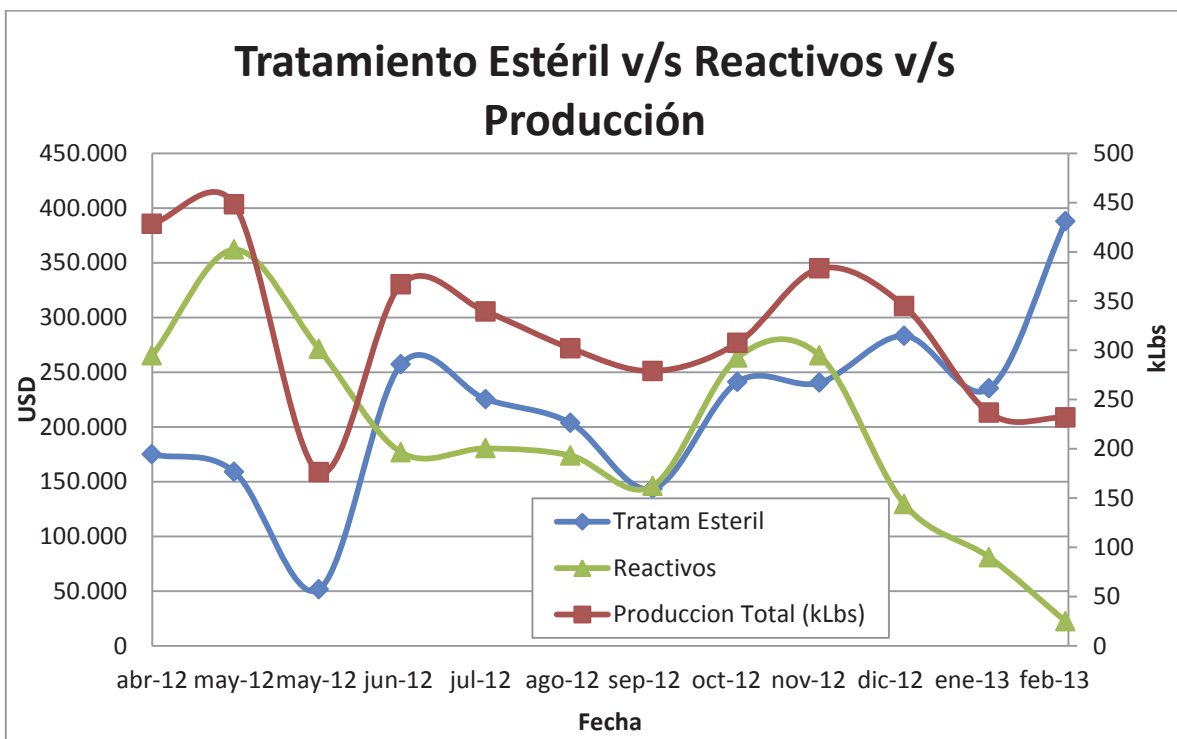


Figura 41. Relación Tratamiento de Estéril v/s Costo Reactivos v/s Producción.
Fuente. Elaboración propia.

En el eje izquierdo de la Fig. 41, se aprecia en dólares el costo de tratamiento de estéril para los meses estudiados, y en el eje derecho, se aprecia la producción del mes es cuestión, se aprecia que existe una cierta correlación entre ambos. El comportamiento de los reactivos, tiene en menor medida una correlación con la producción, pero no así con el tratamiento de estéril.

Del total de los ítems restantes de naturalezas de gastos, ninguno presenta un comportamiento que se condiga con algún parámetro productivo o de gastos. Al no tener por consideración siguiente, un modo de poder estimar los gastos mensuales en los diferentes ítems que componen los gastos por naturalezas, y considerando que el único parámetro que cambiaría con la nueva disposición productiva de lixiviación de SBL, es el ciclo de 60 días, se considera que solo el transporte sufrirá una variación considerable en comparación a la operación actual de la planta. Por lo que se debe estimar en relación a la influencia del nuevo sistema de movimiento.

7.3 Plan productivo

El otro parámetro que no debe ser considerado es el aglomerado, ya que no se encontró una justificación metalúrgica a su realización, por lo que mantener ese proceso sería un gasto injustificado.

Debido a que formar un stock a la salida del canchador terciario, no es posible por los costos que requiere una modificación de la disposición de la planta, no se puede formar una bypass para evitar el paso por el aglomerado, por ende el ahorro sería en el ácido grado A, usado en esa etapa. Pero los equipos deben seguir utilizándose, se recomienda que para continuar con un flujo de mineral en buena disposición, se use agua o refino y lograr formar un glomeros húmedo que sea más fácil de transportar y evitar el levantamiento excesivo de polvo.

7.3.1 Calculo de transporte

Se identifican 3 ciclos de transporte:

- Ciclo 1: Transporte desde stock de planta hasta harnero de chancador primario, distancia 100 metros.
- Ciclo 2: Transporte desde stock final de planta de chancado hasta canchas de lixiviación, distancia máxima, 700 metros.
- Ciclo 3: Transporte de ripios de sulfuros hasta el tranque n°4, distancia máxima 3500 metros.

Para las estimaciones de costo del ciclo 1 y 2, se utilizó la información de costos de operación, en relación al periodo de funcionamiento de la planta con estos ciclos operando, ajustando el valor a la actualidad en función de la inflación acumulada en el periodo de tiempo y que la variación del precio de los combustibles tiene una influencia en el 15% del contrato.

Para la movilidad del valor de acuerdo a la movilidad de la UF, se uso la información disponible al público por el SII de Chile ^[13]. La información de variación histórica del dólar en Chile, se obtuvo de información del SII ^[14]. El indicador del precio del petróleo, se obtuvo de la base de datos disponible por el Banco central de Chile ^[15].

7.3.2 Evaluación de costos de Ciclo 1 y 2

Tomando en consideración, el costo del ítem de transporte de estéril y mineral, en el año 2009 en donde el valor, sólo consideraba la operación del ciclo 1 y 2, ya que el ciclo 3 era realizado por camiones mineros de alto tonelaje, para los cuales los gastos operacionales los cubría la cuenta de cargos del rajo, por lo que no debía ser pagado por la planta. Por lo tanto, usando un indicador de sensibilidad que indica que el costo de movimiento de material se ve afectado por una variación en el precio del petróleo Diesel, para este caso en particular en un 15% del valor del contrato.

Se obtiene un KPI para el movimiento de material para el año 2009, y se hace una estimación del costo actual, utilizando los valores referenciales de la tabla XIV:

Ítem	2009	Proyección
KPI	1,70	1,93
Dólar [CLP/USD]	580,6	510,0
UF [CLP]	21057,5	23000,0
Petróleo [USD/bb]	61,0	110,0

Tabla XIV. Valores referenciales para calculo de proyección de KPI de ciclo 1 y 2.

Fuente. Elaboración propia.

La fórmula de cálculo para estimar el costo se detalla a continuación:

$$Cost.Pr = \left[(Cost\ 2009 \cdot X) \cdot \left(\frac{Oil\ pr}{Oil\ 2009} \right) + (Cost\ 2009 \cdot (1 - X)) \right] \cdot \left(\frac{UF\ pr}{UF\ 2009} \right) \cdot \left(\frac{USD\ pr}{USD\ 2009} \right) \quad (21)$$

Donde:

- Cost.Pr = Costo proyectado mes en cuestión
- Cost 2009 = Costo mes en cuestión
- X = Porcentaje de influencia del costo del diesel en el gasto del contrato (15%)
- Oil pr = Precio de petróleo esperado (110 USD/bb)
- Oil 2009 = Precio promedio petróleo mes en cuestión [USD/bb]
- UF pr = Valor de la UF esperado (CLP \$ 23.000)
- UF 2009 = Valor de la UF mes en cuestión [CLP]

Obteniéndose el costo proyectado para cada mes, y dejando como parámetro constante el tratamiento de mineral para el determinado mes, se obtiene un valor de KPI proyectado.

Con el valor de KPI proyectado para ciclo 1 y 2, se puede determinar el valor del contrato de movimiento de material, ya que la capacidad de carga de las canchas es fija.

7.3.3 Evaluación de costos Ciclo 3

Dado que el ciclo 3, se encuentra en la actualidad operando, se posee un valor actualizado de su costo referente a la cantidad de material transportado. Dicho valor, es en relación a la empresa de prestación de servicios, la cual entre sus obligaciones debe descargar las pilas, transportar el ripio húmedo (ya lixiviado) hacia el tranque n°4, y traer ripio seco, para su lixiviación.

El monto de este servicio es de **CLP \$2.252 /m³** de ripio extraído desde el tranque n°4.

Por lo tanto se considera que ese valor representa una realidad mucho más ajustada a las condiciones de contratos actuales que presenta la planta, y puede usarse para estimar el valor de flete de rípios de sulfuros hacia el tranque n°4, una vez terminado el ciclo de lixiviación de 60 días.

7.4 Posibilidad de expansión Cancha n°3

Dentro de los trabajos realizados para optimizar la operación de la planta, se estimó un proyecto de expansión de la capacidad de carguío de la cancha de lixiviación n°3, dicho proyecto fue pensado en la posibilidad futura de tratar sulfuros de baja ley, pero sus cálculos económicos de factibilidad fueron desarrollados en base a la operación de lixiviar ripios.

Se puede apreciar en la tabla XV adjunta, un resumen de la capacidad de las canchas de la planta:

Cancha	Área, m ²	Vol. m ³	Masa, Ton	Área GPS
Cancha 1	6300	14252	24229	6362
Cancha 2	6525	14773	25115	5635
Cancha 3	2850	5607	9532	3330
Cancha 4	1760	3715	6316	1460
Total	17435	38348	65192	16787

Tabla XV. Resumen de capacidades de canchas de lixiviación, Planta de Óxidos.
Fuente. Elaboración propia.

La información se obtiene de la medición satelital y en terreno de la superficie efectiva de lixiviación, con una altura de carguío de 2,5 metros de altura, y el cálculo del volumen, considerando la geometría real de una pila de lixiviación.

Realizando un análisis de las canchas con posibilidades de expansión se encontró que la cancha n°3 presentaba sitio contiguo que podría ser mejor aprovechado, como se detalla en la Fig. 24 y 25.



Figura 42. Disposición actual de cancha 2 y 3.



Figura 43. Proyección de superficie en ampliación de cancha 3

La ampliación de las canchas traería consigo, aumentos en capacidad de tratamiento que se aprecian en la tabla XVI:

	Cancha 3			Planta		
	Cancha m ²	Vol, m ³	Carga, Ton	Planta, m ²	Vol, m ³	Carga, Ton
Actual	2850	5607	9532	17435	38348	65192
Ampliada	4567	10186	17315	19152	42926	72975
Aumento	60,2%	81,6%	81,6%	9,8%	11,9%	11,9%

Tabla XVI. Capacidad cancha 3 y Planta, después de análisis de expansión de cancha.

Fuente. Elaboración propia.

Este aumento en la capacidad de procesamiento, influye directamente en la duración del ciclo de lixiviación, lo cual se aprecia en la tabla XVII:

Tratamiento mensual	150000	ton	Ciclo	
Capacidad Actual	65192	ton	13,0	Días
Capacidad Ampliada	72975	ton	14,6	Días

Tabla XVII. Variación del ciclo de lixiviación, respecto al aumento en la capacidad de planta.

Fuente. Elaboración propia.

7.4.1 Estimación de costos de ampliación cancha 3

La ampliación de la cancha 3 fue estudiada para ser presentada como proyecto de mejoramiento de corto plazo en la planta, sus valores están actualizados al mes de Abril de 2013, los principales se detallan en la tabla XVIII que se aprecia a continuación:

Ítem	Descripción	Un.	Cantidad	Precio unitario US\$	Costo CLP	Costo US\$
1	Mano de obra instalación de carpeta y geomembrana	m ²	2200	1,57 USD	\$ 1.760.000	3.451,0 USD
2	Geomembrana Lisa HDPE 1,0 mm Espesor	m ²	2200	2,33 USD	\$ 2.614.260	5.126,0 USD
3	Geomembrana Lisa HDPE 1,5 mm Espesor	m ²	2200	3,50 USD	\$ 3.927.000	7.700,0 USD
4	GeoTextil	m ²	2200	0,75 USD	\$ 841.500	1.650,0 USD
5	Pecc 250 mm	m	60	13,70 USD	\$ 419.220	822,0 USD
6	Instalación Pecc	día	1	294,12 USD	\$ 150.000	294,1 USD
7	Bulldozer	hr	48	87,28 USD	\$ 2.136.576	4.189,4 USD
8	Retroexcavadora	hr	48	97,69 USD	\$ 2.391.360	4.688,9 USD
9	Rodillo	hr	42	21,42 USD	\$ 458.808	899,6 USD
10	Moto niveladora	hr	42	80,62 USD	\$ 1.726.956	3.386,2 USD
11	Camión Aljibe	hr	18	49,13 USD	\$ 451.044	884,4 USD
12	Cargador Frontal	hr	48	107,42 USD	\$ 2.629.632	5.156,1 USD
Total					\$ 19.414.568	USD\$ 38.521

Tabla XVIII. Detalle de estimación de inversión, en proyecto de expansión Cancha 3.

Fuente. Elaboración propia.

Se estima que adicionalmente se debe estimar un costo para eventualidades y contratiempos, así como también para tramitar los costos de gestión del proyecto, por lo que se aumenta el valor de inversión del trabajo en un 25%, llegándose a un costo de proyecto como número cerrado de **CLP \$ 24.000.000**.

Con estos indicadores y basándose en los estudios de recuperación metalúrgica de ripios, se obtiene que al aumentar en 2 días el ciclo, la recuperación aumenta en un 1%. Con ese aumento en la recuperación y evaluando el proyecto con intervalo mensual por un año, a una tasa de descuento de proyecto de 20%, se obtienen los siguientes indicadores de proyecto:

Tratamiento	150000 ton
Ley	0,35
Rec extra	1%
Precio cobre	USD/lb 3,1
Dólar	CLP 510,00
Tasa descuento	20%

Tabla XIX. Datos usados para la estimación de viabilidad de inversión. Fuente. Elaboración propia.

7.4.2 Indicadores de inversión:

Indicador	Valor
TIR	68%
VAN	CLP \$ 40.907.444

Tabla XX. Indicadores de inversión, expansión cancha 3.
Fuente. Elaboración propia.

Se explica el alto valor de TIR, dado que la planta ya está pagada, por lo que no hay descuentos de ningún tipo y el ingreso extra se ve reflejado en un aumento de la producción inmediatamente después de puesto en funcionamiento el espacio extra de tratamiento.

Cabe recordar que el proyecto fue evaluado en torno al procesamiento de ripios, por petición específica de la dirección de la planta.

7.5 Modelo divisional de estimación de costos

La gerencia de finanzas de la división, desarrollo un modelo para poder estimar los costos del sus procesos y poder general el budget del año siguiente, dicho modelo se detalla a continuación:

$$\text{Sueldos Personal} + 50\% \sum \text{valor de contratos} = \text{Gasto Fijo} \quad (22)$$

$$\text{Gasto Fijo} = 50\% \text{Gasto Total} \quad (23)$$

Por lo tanto, como ya fueron estimados indicadores que permiten calcular el valor de los contratos que sufren modificación en la operación de la planta, pueden estimarse los costos totales de esta.

Se estima una capacidad de procesamiento de en función al volumen de carga de las canchas, pero se altera un parámetro operacional, en función con el know-how que presenta la planta en construcción de pilas de sulfuros, la altura de carga se aumenta de 2,5 a 3,5 metros, dada la mayor estabilidad del material de sulfuros.

Por lo tanto la capacidad máxima de canchas es de 46.000 m³ lo cual a una densidad esperada de mineral, de 1,7 Ton/m³, entregaría una capacidad máxima de procesamiento de 78.000 ton por carga

Estimación de costos Ciclo 1 y 2 = USD 148.387 (pago bimensual)

Estimación costos Ciclo 3 = USD 203.121 (pago bimensual)

El concepto de pago bimensual es por el hecho de que el ciclo dura 60 días por lo que es mucho menor el uso de recursos de movimiento de materiales.

7.5.1 Contratos

Contrato	Promedio Mes USD \$	Año USD \$
Sueldos personal	145.000	1.746.000
Servicios Contratados mantención	25.800	309.190
Movimiento de material	175.600	2.083.200
Arriendos	67.170	806.070
Otros contratos	140.320	1.683.821
Total		4.882.280

Tabla XXI. Sumatoria de contratos Planta de Óxidos.
Fuente. Planta de Óxidos, División el Soldado.

Mediante el método usado para la construcción del presupuesto anual de la división se calculan los gastos fijos y los gastos totales, obteniéndose los siguientes resultados:

Tipo de Gasto	Mes USD \$	Año USD \$
Gastos Fijos	349.000	4.187.200
Gastos Variables	523.400	6.280.790
Gastos Totales	872.330	10.468.000

Tabla XXII. Proyección de gastos en nueva dinámica productiva
Fuente. Planta de Óxidos, División el Soldado.

Se obtiene una reducción en los costos operacionales, principalmente por la disminución de viajes de camiones con movimiento de material desde y hacia el tranque n°4, esta disminución de costos, es del orden de los USD \$100.000 mensual. El nuevo presupuesto mensual debe ser del orden de los USD\$ 875.000, para solventar la producción solamente con procesamiento de Sulfuros de baja Ley.

7.6 Estimación de la producción

Para el procesamiento buscado, se estima la producción de acuerdo a la cantidad máxima de cobre extraída desde el mineral, y con una recuperación planta del 90%.

Por lo tanto para un tratamiento de 78.000 Ton en ciclo de 60 días, la producción será:

$$Produccion = 78.000 \text{ ton} \cdot \frac{Ley}{100} \cdot \%Rec. \text{ Metalurgica} \cdot \% \text{ Rec. Planta} \quad (24)$$

Con una recuperación metalúrgica de 38% y una ley objetivo de Cu total de 0.5, la producción es de 133,4 ton Cu Fino cada 60 días, llevado a una base mensual de 30 días para términos de estimación de costos, la producción mensual sería de 66,7 ton Cu fino, o 147.026 Lb de Cu.

7.7 Estimación económica General

Para un precio de mercado de 3,1 USD/lb de Cu fino, los ingresos mensuales serían de USD \$ 455.780.

Con un gasto de planta mensual de USD\$ 872.000.

Es evidente que el proceso no puede ser llevado a cabo en estas condiciones de precios actuales, o de propuesta operativa de lixiviación en pilas dinámicas. Es lamentable que el tranque n°4 no cuente con los permisos medioambientales para realizar lixiviación en su superficie, ya que es probable que los indicadores serían mucho mejores si no se debiera costear el movimiento de material al cual se le pueden obtener recuperaciones relativamente bajas en comparación con los óxidos.

Para que el proyecto dejara de ser negativo y llegase a la neutralidad, el precio objetivo del cobre debiera ser superior a los 5,9 USD/lb, lo que no se visualiza en ningún escenario próximo.

Capítulo VIII

8. Conclusiones

- El desarrollo de pruebas de lixiviación en columnas entrega un comportamiento esperable de la cinética de lixiviación para sulfuros de baja ley, así como también de los parámetros controlados en los ensayos.
- La recuperación máxima alcanzada en los ensayos fue de 38%, con NaCl como promotor de la lixiviación.
- La columna que tuvo adición de NaCl 0,3M si bien obtuvo mejores resultados de recuperación, que las que no fueron regadas con esta sal, no son sustancialmente mejores, solo un 2% extra lo cual para el problema operacional que pudiese generar la adición de iones de cloro en la planta, no justifica una utilización operativa.
- La columna SB4 con tasa de riego baja, fue la de mejor desempeño comparativo, obteniendo recuperación de 32,5% con una tasa de riego promedio de 9 L·h/m².
- El cambio operativo necesario para modificar la tasa de riego de la planta conlleva una inversión mayor, ya que se debe diseñar e implementar un sistema de riego totalmente nuevo.
- La factibilidad de procesar sulfuros de baja ley, es cuestionable por la baja tasa productiva esperada.
- La ampliación de las canchas de lixiviación mientras se siga en operación de lixiviación de ripios, es un proyecto de alta rentabilidad, con un TIR de 68% y un VAN de \$40.900.000 para una inversión de CLP \$25.000.000.
- La operación de la planta, únicamente con lixiviación de SBL no es factible por los altos costos del movimiento de materiales con ley de cobre de difícil recuperación, así como por la baja productividad debido al escaso espacio de canchas.

- La lixiviación de sulfuros podría ser factible si no se considera como un proceso de lixiviación dinámica, sino estática, en donde la totalidad del sistema de riego debe ser enfocado a tasas bajas, las cuales presentan una recuperación levemente menor, pero con una razón de lixiviación mucho menor, por lo que los costos de bombeo deberían bajar. Dicho espacio para efectuar una lixiviación estática no está presente en la división.
- La imposibilidad de lixiviar SBL en el tranque n°4 se debe a la DIA del año 2006 en su página n°07, párrafo n°2 menciona que los permisos solicitados no contemplan el continuar usando el tranque como espacio para la lixiviación.
- No se puede asegurar cuanto será la recuperación planta del PLS generado por los SBL, el cual posee concentraciones de cobre muy bajas, y concentraciones altas de iones férricos y ferrosos.
- El mejoramiento en la operación de lixiviación permite aumentar la recuperación de la planta, mucho más que el mejoramiento en alguna otra área del proceso.
- El desarrollo de una operación basada únicamente en el tratamiento de lixiviación de SBL conlleva pérdidas mensuales, ya que el costo de producción es más alto que el precio de mercado del producto.
- El tratamiento de ripios puede seguir mejorándose en función a lo visto en la operación, cualquier mejora en el sistema de riego de pilas, contribuiría a evitar deslizamientos y aumentar la recuperación metalúrgica del proceso.
- La estimación de costos mediante el modelo usado por el soldado, da una referencia similar mensual, lo que se condice en gran medida con lo evidenciado por los datos mensuales de operación de la planta.

Capítulo IX

9. Bibliografía

- [1] Hidrometalurgia I; pág. 69, Oscar Benavente Universidad Católica del Norte
- [2] Comunicado Resultados 2012, Anglo American Chile.
- [3] Ferric ion as a leaching médium, J.E. Dutrizac, Ph.D. and R.J.C. MacDonald, B.Sc.
- [4] Hidrometalurgia I; pág. 74, Oscar Benavente Universidad Católica del Norte.
- [5] Hidrometalurgia I; pag. 77, Oscar Benavente Universidad Católica del Norte.
- [6] Hidrometalurgia y Electrometalurgia, pág. 31. German Cáceres Arenas. Universidad de Atacama.
- [7] Hidrometalurgia y Electrometalurgia, pág. 32. German Cáceres Arenas. Universidad de Atacama.
- [8] Manejo de Pilas de Lixiviación de Oro en Minera Yanacocha S.R.L; Marique Martinez, José.
- [9] Dr. Jorge Ipinza Abarca, Ing. Civil Metalurgia. Apunte de Hidrometalurgia 1, pág. 31
- [10] Dr. Jorge Ipinza Abarca, Ing. Civil Metalurgia. Apunte de Hidrometalurgia 1, pág. 35
- [11] R. Padilla, P. Zambrano y M.C. Ruiz, Cinética de lixiviación de calcopirita sulfurizada.
- [12] Obtenido en entrevista con profesor Alvaro Aracena, Valparaíso 15 Diciembre 2012.
- [13] <http://www.sii.cl/pagina/valores/uf/uf2009.htm>, Visitada 16 de julio de 2013
- [14] <http://www.sii.cl/pagina/valores/dolar/dolar2009.htm>, Visitada 16 de julio de 2013
- [15] http://www.bcentral.cl/estadisticas-economicas/series-indicadores/xls/Precio_Cobre__HPescado_Petrol_Celulosa%20.xls, Visitada 16 de julio de 2013

Anexos

Anexo I

Chancado y Aglomeración

El proceso que se aprecia en la Fig. 44, está compuesto por un Chancador primario de mandíbula marca Norberg de 5" de 110KW, el cual abastece los stockpile de la planta de chancado secundario/terciario.

La planta de chancado 2°/3°, cuenta con un Chancador Secundario Symons de 5 ½" estándar de 200 HP de potencia, un Chancador terciario Symons 5 ½" cabeza corta de 300 HP de potencia y un Harnero vibratorio de clasificación es de marca "Svedala faco" de 40 HP de potencia posee un doble deck, que permite aumentar el área de clasificación por lo que aumenta su eficiencia. El producto bajo ½" es enviado a la etapa de aglomeración. En esta etapa el mineral es aglomerado con agua y ácido sulfúrico en un tambor aglomerador rotatorio de 1,8 x 5,3 mts a una velocidad de 8 rpm.

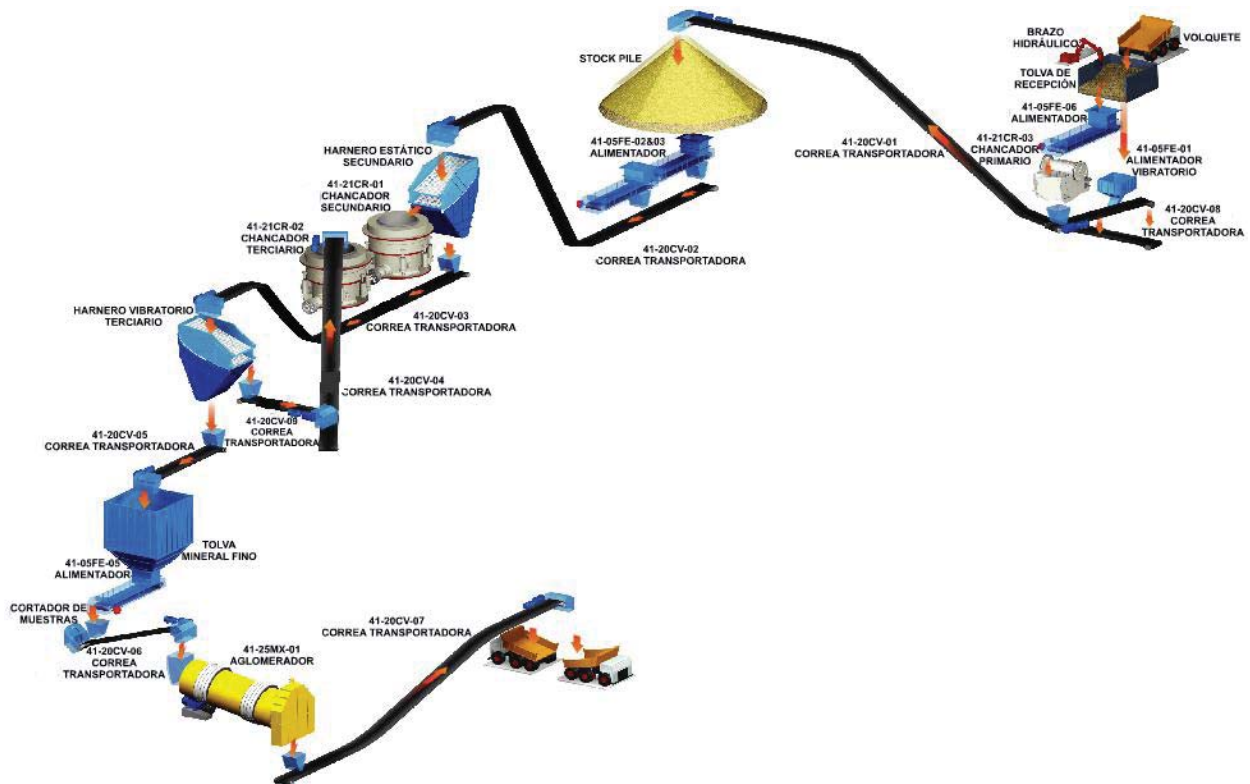


Figura 44. Esquematización circuito de chancado y aglomerado.

Extracción por solventes

La Planta de Extracción por Solventes consta de una configuración 2E x 2S, con un flujo de 130 m³/hr de PLS,y 180 m³/hr de orgánico funcionando en continuidad orgánica y con eficiencias de extracción mayores al 90%. El circuito de soluciones es en contracorriente con el de orgánico, respetando para la etapa de extracción una razón O/A de 1,1:1 y de re-extracción A/O es 4:1.

En la Fig. 45, se puede ver diagrama de flujos de la planta de extracción por solventes.

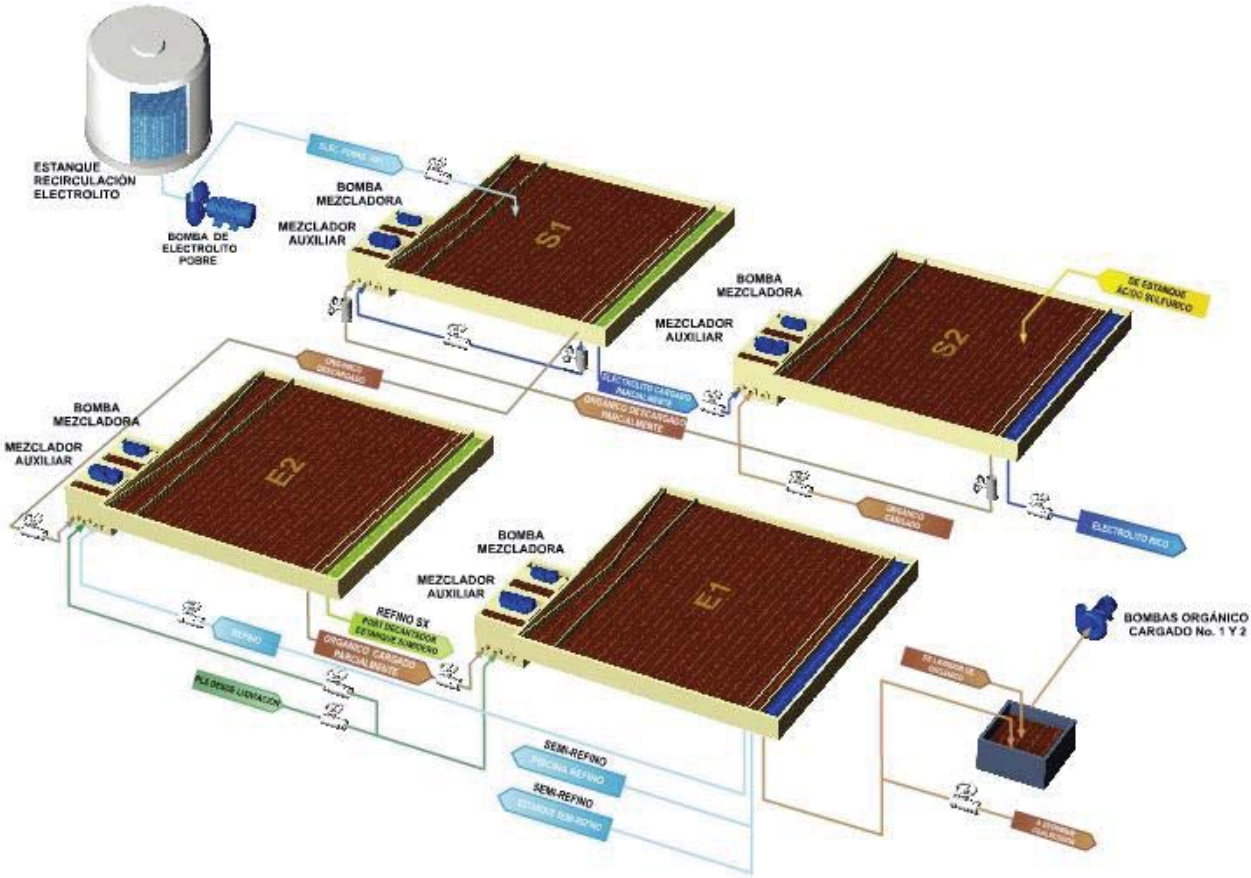


Figura 45. Esquematización proceso de extracción por solventes

Electro obtención

La Planta actual tiene 55 celdas para una producción de 22 ton/día de 99.992 % de Cobre, aplicando un amperaje máximo de 17.5 kA con una eficiencia de corriente de 92%. Las celdas Contienen 30 cátodos y 31 ánodos.

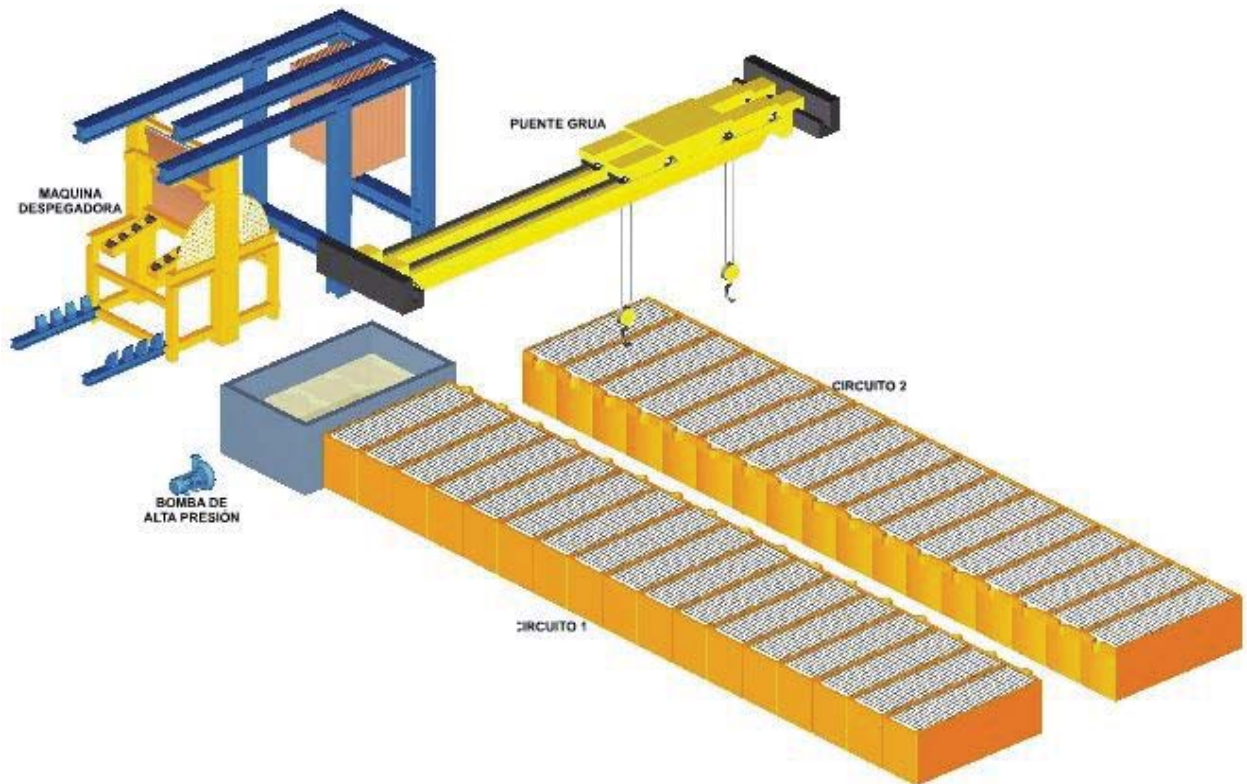


Figura 46. Esquematación, circuito de electro-obtención

Anexo II

Resultados columnas de mineral mixto

En la Fig. 47 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna Mix 1.

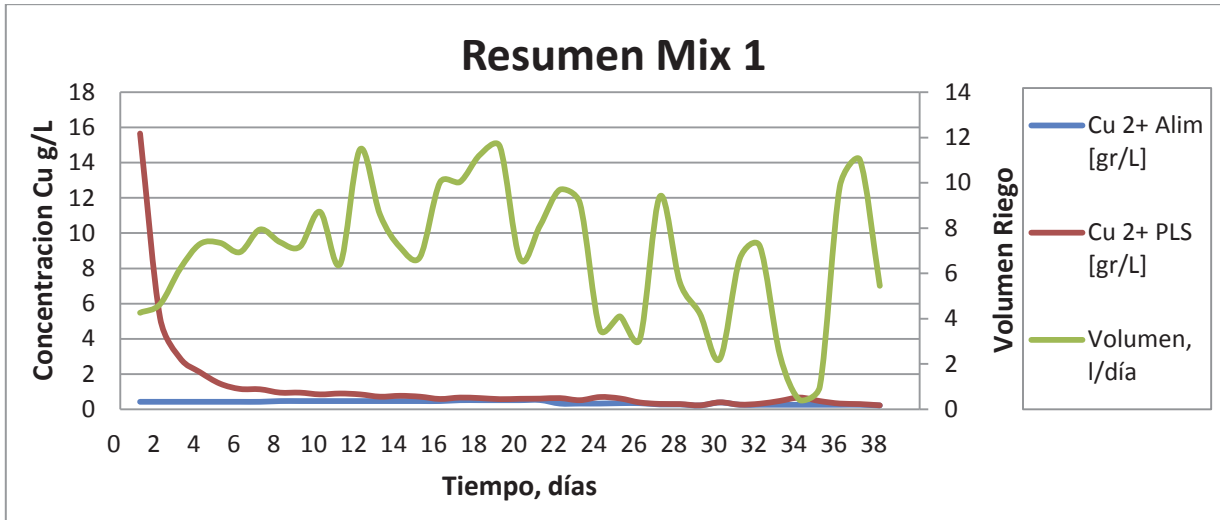


Figura 47. Concentración de cobre y volumen columna Mix 1.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 48 se aprecia la variación de especies de hierro en para la columna Mix 1.

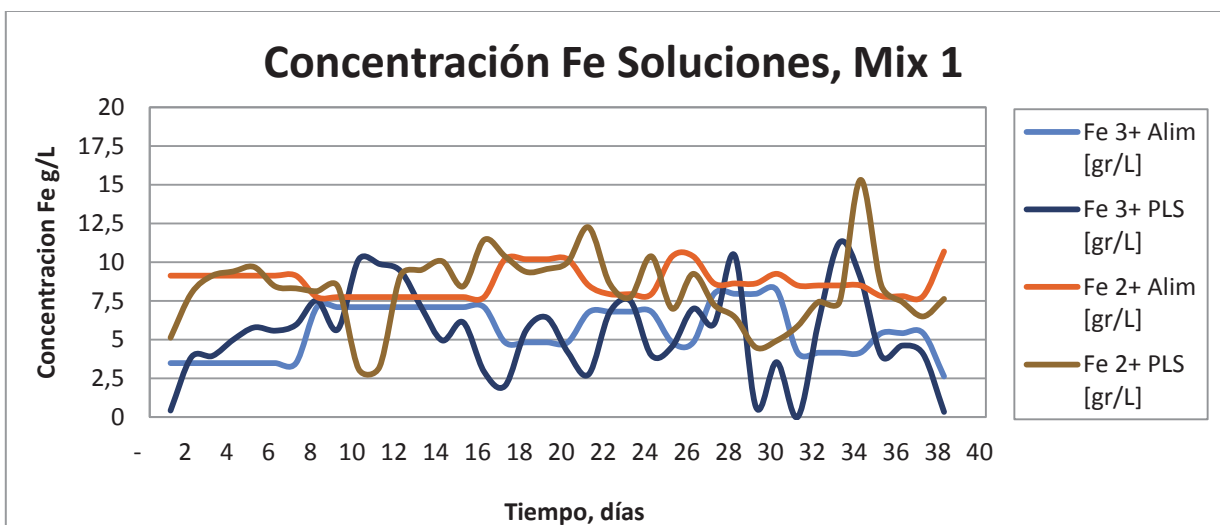


Figura 48. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna Mix 1.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 49 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna Mix 2.

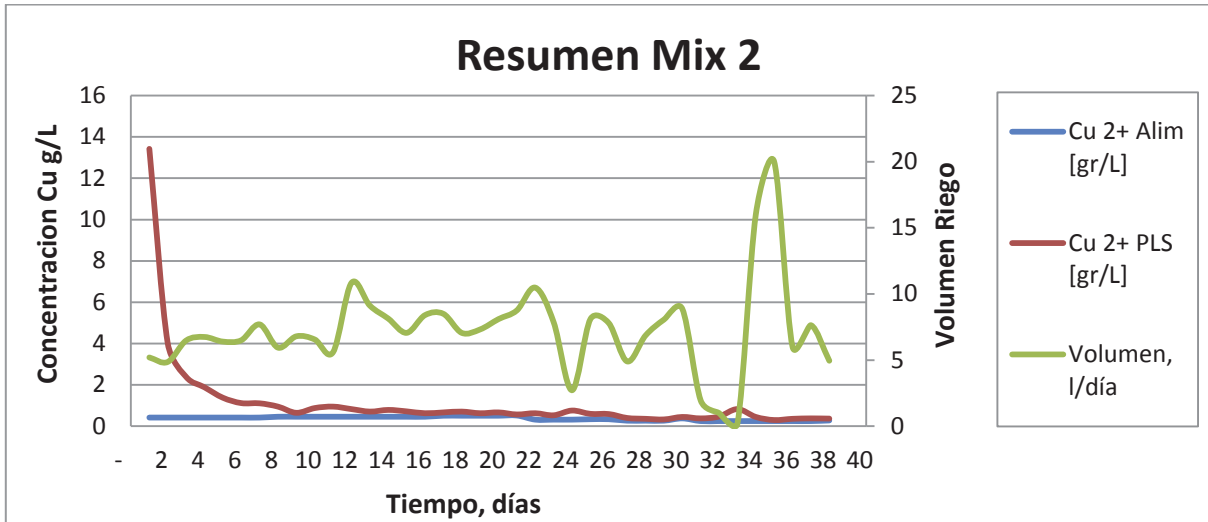


Figura 49. Concentración de cobre y volumen columna Mix 2.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 50 se aprecia la variación de especies de hierro en para la columna Mix 2.

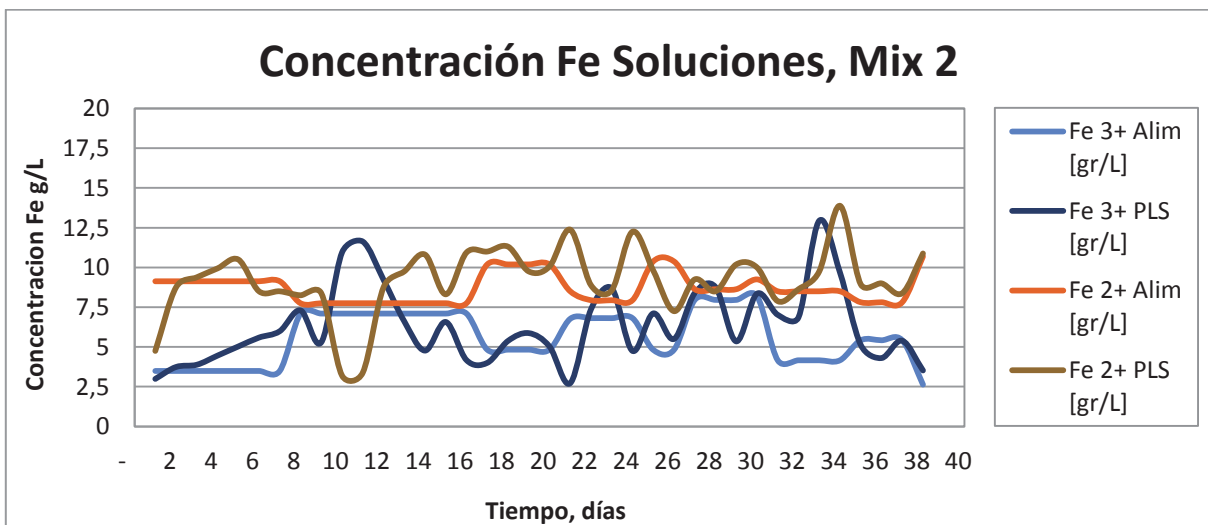


Figura 50. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna Mix 2.

Fuente. Elaboración propia.

Resumen de resultados columnas Mix

El resumen de los resultados del ensayo de lixiviación Mix 1, usando NaCl como promotor de la lixiviación puede apreciarse en la tabla XXIII, destaca una tasa de riego promedio menor a la usada en la lixiviación de la planta, pero es una diferencia menor, en función a que la tasa efectiva en las canchas de lixiviación es bastante variable.

De los parámetros obtenidos del ensayo de lixiviación Mix 2, destaca la mayor cercanía a la tasa de riego buscada de 20 L/m²·h y tal como en Mix 1 el pH de la alimentación es más ácido que el de los efluentes lo que evidencia el consumo de ácido por parte de las reacciones de lixiviación.

Resultados Columna Mineral Mixto	Mix 1	Mix 2
Ciclo total de lixiviación, días	38	38
Recuperación, %	71,3%	65,1%
Razón de lixiviación, m³/ton	6,18	6,23
Tasa de Riego promedio, L/m²·h	17,83	18,81
Error en calibración flujo Alimentación	31%	29%
pH promedio Alimentación	1,29	1,33
pH promedio Efluente	1,83	2,02
Potencial promedio Alimentación, mV	650,94	650,94
Potencial promedio Efluente, mV	637,35	635,64

Tabla XXIII. Resultados de ensayo de columna Mix 1 y Mix 2.

Fuente. Elaboración propia.

Anexo III

Resultados columnas SBL

En la Fig. 51 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna SB1.

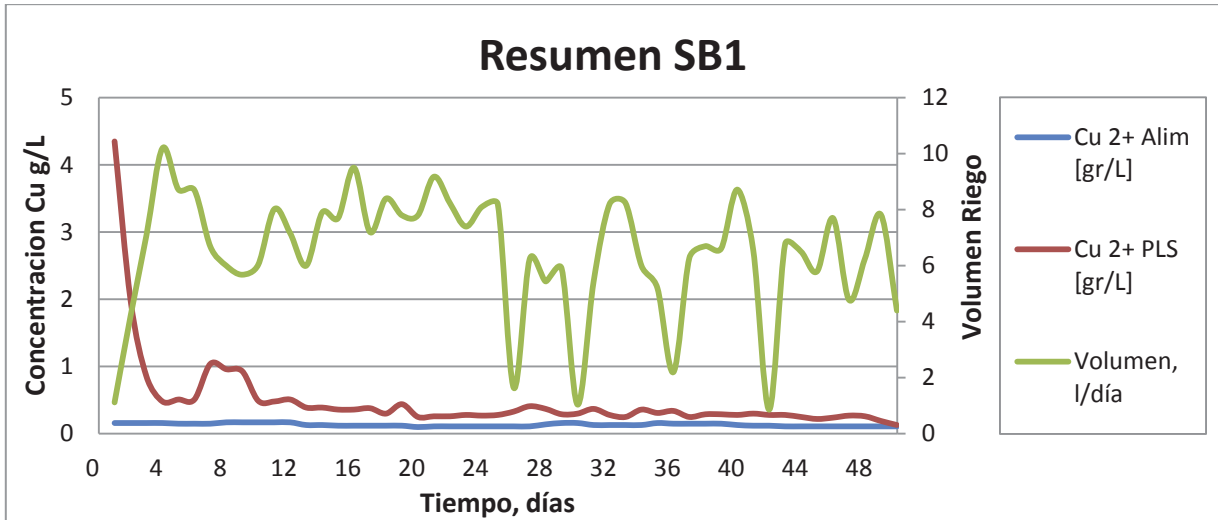


Figura 51. Concentración de cobre y volumen columna SB1.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 52 se aprecia la variación de especies de hierro en para la columna SB1.

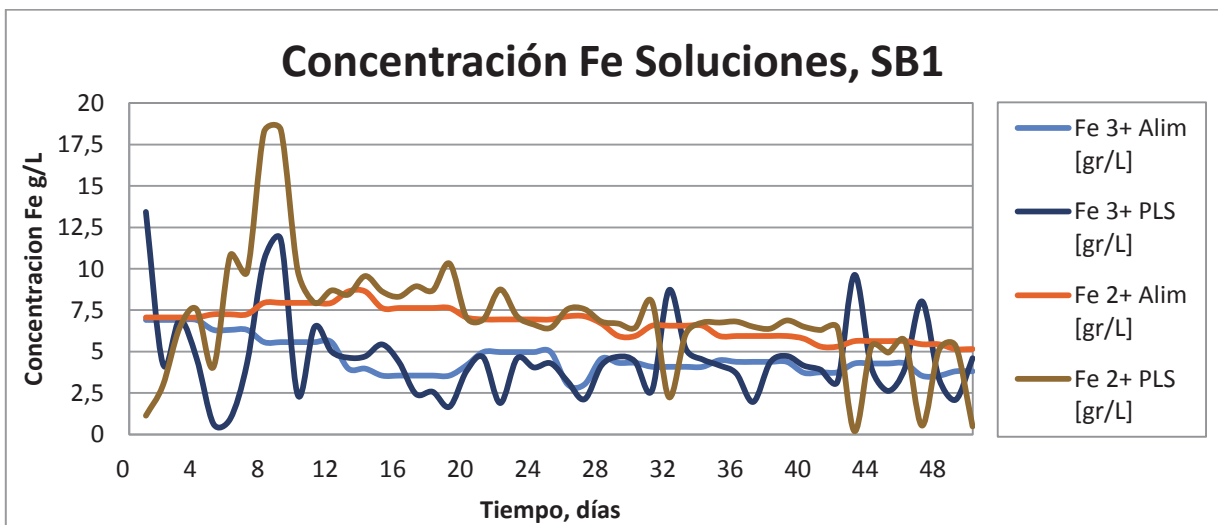


Figura 52. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB1.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 53 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna SB2.

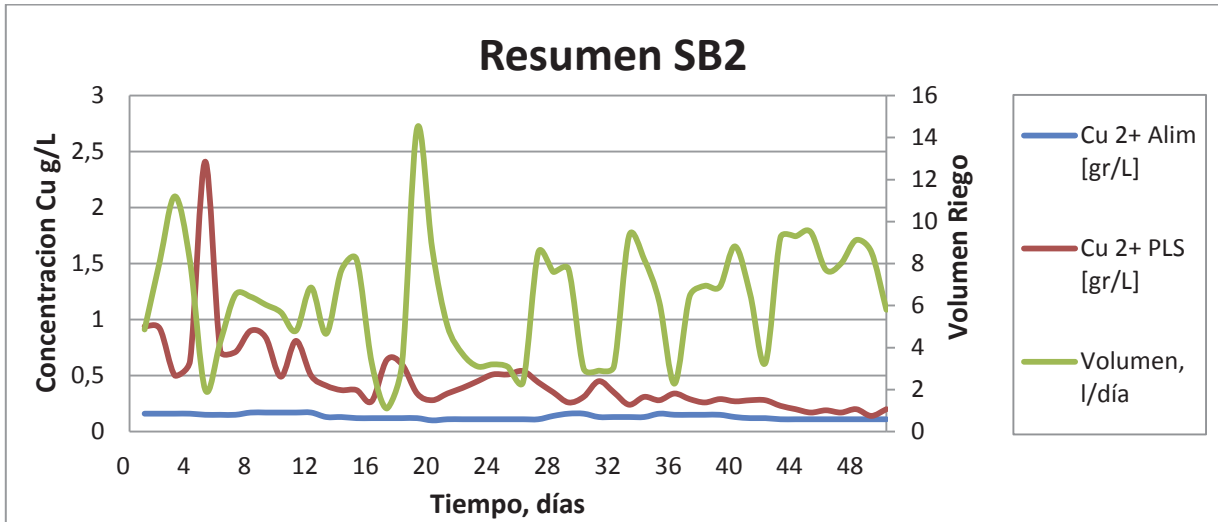


Figura 53. Concentración de cobre y volumen columna SB2.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 54 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna SB3.

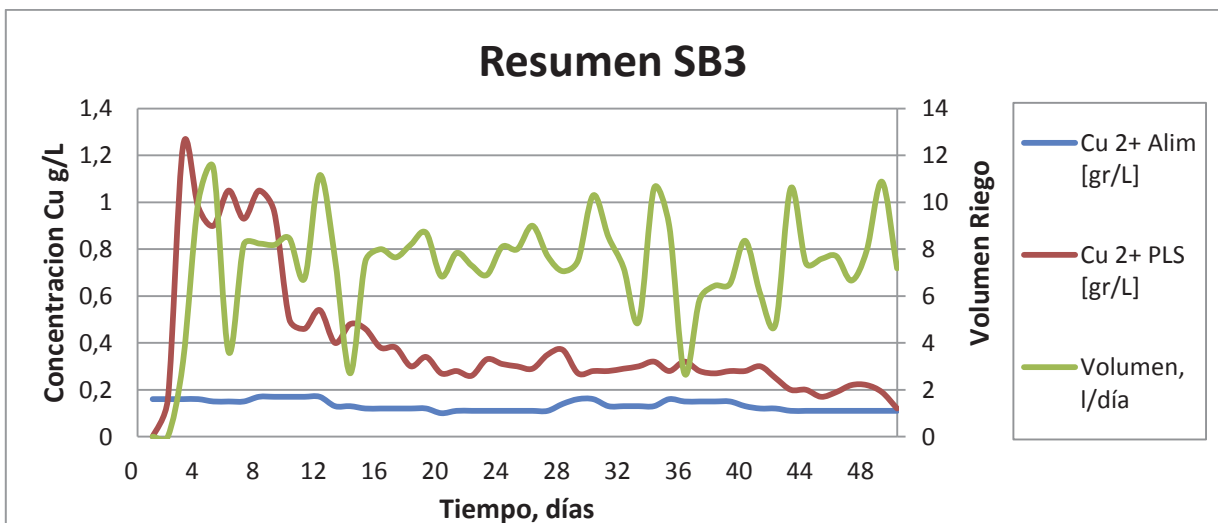


Figura 54. Concentración de cobre y volumen columna SB3.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 55 se aprecia la variación de especies de hierro en para la columna SB3.

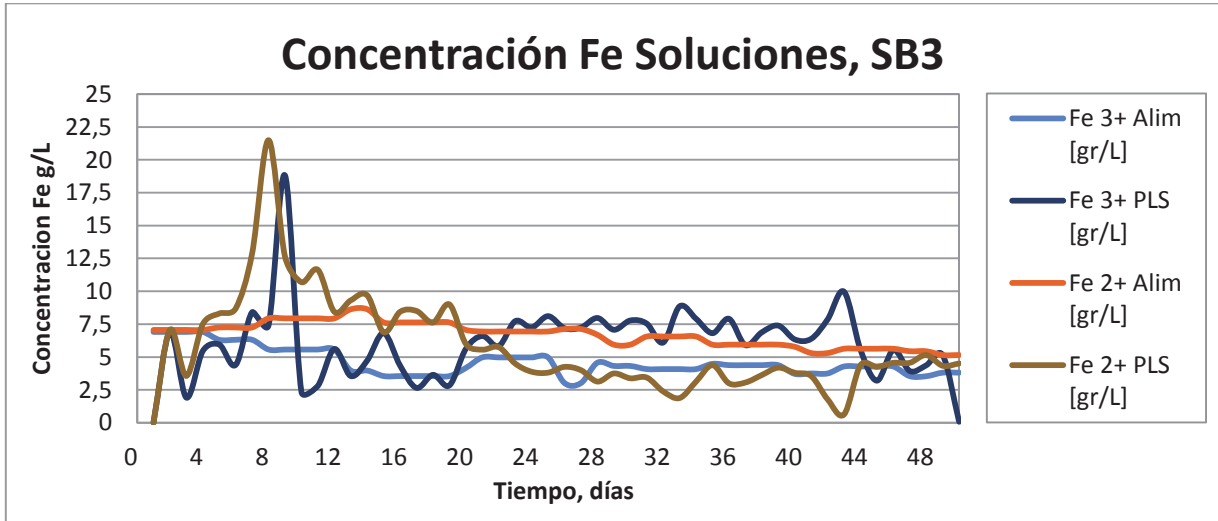


Figura 55. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB3.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 56 se aprecia la variación de la concentración de cobre en la alimentación como en el PLS, además se presenta el efluente medido en cada día de ensayo, en la columna SB4.

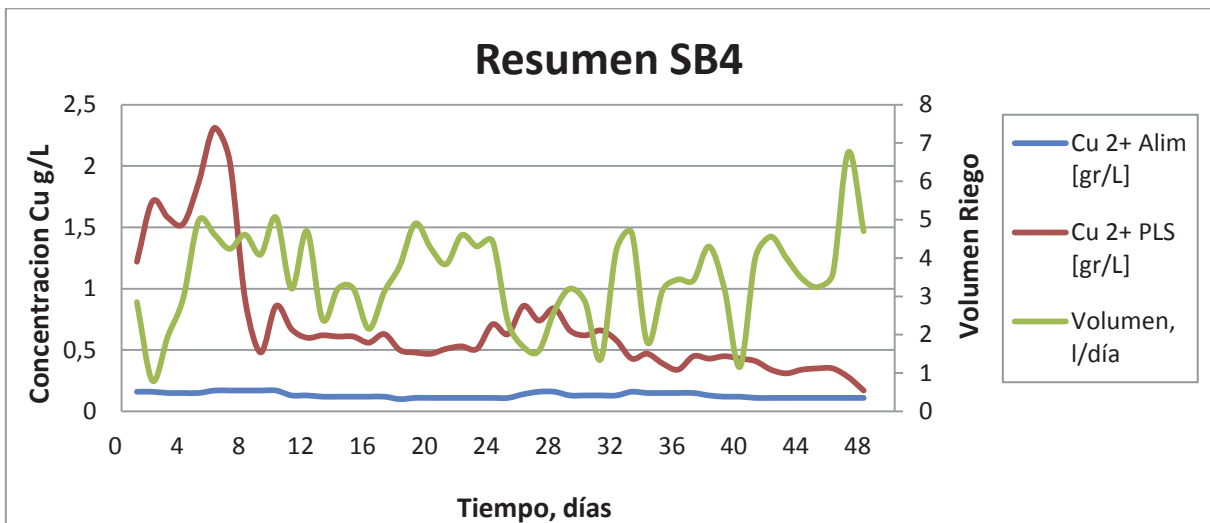


Figura 56. Concentración de cobre y volumen columna SB4.

Fuente. Elaboración propia.

En la Fig. 57 se aprecia la variación de especies de hierro en para la columna SB4.

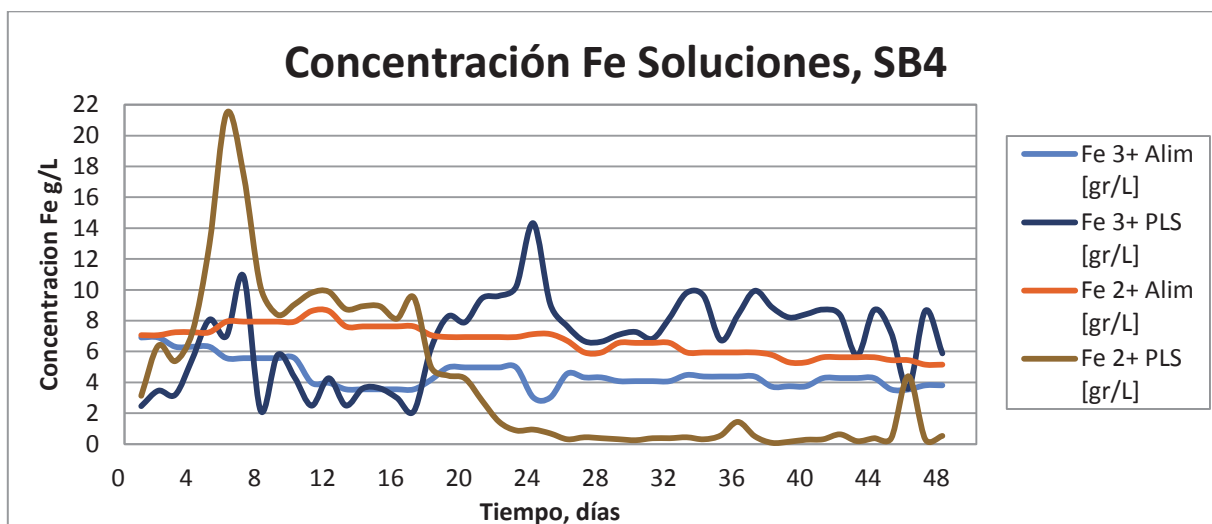


Figura 57. Variación de iones férricos y ferrosos en soluciones de alimentación y PLS de columna SB4.

Fuente. Elaboración propia.

El resumen de los resultados de los ensayo de lixiviación de columnas SBL, se aprecia en la tabla XXIV, se aprecia para todos los ensayos un pH de efluentes más básico que la alimentación, evidenciando para todas las columnas un consumo de ácido. En base a los estudios la columna SB4, fue la que presentó un mejor desempeño frente al riego entregado.

Resultados Columnas Sulfuro Baja Ley	SB1	SB2	SB3	SB4
Ciclo total de lixiviación, días	50	50	48	48
Recuperación, %	38,1%	34,5%	36,0%	32,5%
Razón de lixiviación, m ³ /ton	7,46	6,87	7,22	3,15
Tasa de Riego promedio, L/m ² ·h	16,83	16,16	19,62	9,02
Error en calibración flujo Alimentación	21%	32%	20%	28%
pH promedio Alimentación	1,50	1,53	1,53	1,53
pH promedio Efluente	2,31	2,41	2,46	2,62
Potencial promedio Alimentación, mV	650,95	650,95	663,96	663,96
Potencial promedio Efluente, mV	627,61	694,64	657,39	696,26

Tabla XXIV. Resumen de resultados de ensayos de columnas SBL

Fuente. Elaboración propia.