


UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN
Facultad de Ingeniería
Departamento de Ingeniería
Metalúrgica

Profesor Patrocinante
Fernando Parada L.
Ingeniero Supervisor
Juan Barraza R.

**Análisis de prefactibilidad Técnica y
Económica para el tratamiento del Tranque
antiguo El Soldado**



Octavio Andres Bofi Parra

Informe de Memoria de Título

Para optar al Título de

Ingeniero Civil Metalúrgico

Enero, 2019

Resumen

El desarrollo del proyecto de tratamiento de relaves antiguos posee como motivación utilizar la línea de tratamiento de óxidos que posee División El Soldado de Anglo American y que está fuera de la operación, y a su vez diseñar un modelo de proceso para futuro utilizar en otras divisiones.

Como recurso para la evaluación de este estudio se consideró aproximadamente 9 Mt de relave de flotación depositadas entre los años 1925 y 1965 en El Soldado con leyes aproximadas de 0,51. Debido a la variación del estado de los minerales de cobre se decidió dividir el relave en dos sectores, el tranque sur con mayor presencia de sulfuros de cobre y el tranque norte con un mayor contenido de óxidos de cobre.

Sondajes y pruebas de laboratorio, pilotaje continuo y batch de lixiviación agitada, realizados en los años 1983 y 2000 fueron utilizados para desarrollar el estudio de factibilidad técnica en el tratamiento del relave. Además, se consideraron los resultados de pruebas de flotación rougher realizadas el año 2014 en la actual planta concentradora.

El objetivo fue determinar una o más estrategias, considerando los estudios anteriores y recopilando información de procesos similares para la recuperación de cobre a partir de relaves antiguos, esto considerando las instalaciones de la planta concentradora y de la antigua planta de óxidos. Para el caso de la lixiviación agitada con relave de la zona norte del tranque, con una ley media de 0,55% CuT y sin una previa reducción de tamaño, se obtiene una recuperación de 72%, mientras que para el tratamiento del tranque sur, con una ley media de 0,44% CuT, se obtuvo una recuperación de 52%. El estudio de flotación se realizó exclusivamente para el tranque sur con leyes iniciales de 0,5% CuT, en el cual las pruebas se realizaron con dosificaciones de planta y se obtuvo una recuperación de 47%, con una molienda previa, y de 27% con el tamaño de partícula original.

Para el caso de la lixiviación agitada del tranque Norte se obtiene un VAN de 28,12 MUSD en un periodo de 6 años, la extensión para lixiviar la totalidad del tranque otorga un VAN de 28,60 MUSD, lo cual tiene un periodo de 9 años. Por otro lado la flotación del tranque Sur con y sin una molienda previa otorga un VAN de 8,86 MUSD y 4,15 MUSD respectivamente.

Contenido

Resumen.....	ii
Índice de Tablas.....	vi
Índice de Figuras.....	ix
Nomenclatura.....	x
1.0. Introducción.....	1
1.1. Objetivo general.....	3
1.2. Objetivos	3
2.0. Antecedentes	4
2.1. División El Soldado	5
2.2.0. Marco Teórico	6
2.2.1. Cinética de las reacciones	6
2.2.2. Velocidad de reacción	6
2.2.3. Lixiviación de un Mineral Oxidado	7
2.2.4. Lixiviación de minerales sulfurados.....	8
2.2.5. Curado	10
2.2.6. Lixiviación agitada	10
2.2.7. Separación Sólido-Líquido	11
2.2.8. Extracción por solvente.....	13
2.2.9. Desechos de lixiviación agitada	14
2.2.10. Proceso de Flotación.....	15
2.2.11. Balance económico	16
3.0. Descripción y Resultados	18
3.1. Estudio de Lixiviación Agitada de laboratorio	18
3.2. Piloto Batch de lixiviación agitada, separación S/L y pruebas de SX.....	20
3.2.1. Pruebas de separación sólido líquido y extracción por solvente	22

3.3. Piloto continuo de lixiviación agitada.	25
3.3.1. Efecto del ácido en curado.	29
3.3.2. Efecto de la dosificación de férrico en curado y riego.	30
3.3.3. Tiempo de reposo.....	32
3.3.4. Cinética de lixiviación.	33
3.4. Pruebas de flotación realizadas a sondajes del tranque Sur.....	34
4.0 Alternativas para el escalamiento a nivel comercial.	37
4.1. Estimación de leyes y mineralogía del relave.....	37
4.2. Condiciones de diseño para el tratamiento a través de lixiviación agitada.....	41
4.2.1. Resumen de especificaciones técnicas y de proceso por sección para el tratamiento del relave por lixiviación agitada.....	46
4.2.2 Opciones de operación para la lixiviación agitada.....	49
a) Lixiviación del tranque norte.....	49
b) Extensión de la opción anterior para la lixiviación de la totalidad del tranque.....	49
4.3. Flotación del tranque sur.	50
4.3.1. Descripción general del proyecto de flotación del tranque Sur.....	50
4.3.2. Descripción del proceso	52
4.3.3. Flotación de relave sin molienda.....	54
5.0. Evaluación e indicadores económicos.	56
5.1. Costos de Inversión	56
5.1.1. Lixiviación Agitada	56
5.2. Costos de operación	58
5.2.1 Lixiviación agitada.	58
b) Costos operacionales lixiviación agitada del tranque Norte.....	59
c) Costos operacionales lixiviación agitada del tranque Sur.	61
5.2.2 Tratamiento por Flotación.....	63

5.3 Ingresos de las diferentes opciones	66
5.3.1 Ingresos Lixiviación Agitada tranque Norte.	66
5.3.2. Ingresos Lixiviación Agitada tranque Sur.....	66
5.3.3. Ingresos Lixiviación Agitada tranque Total.....	67
5.3.4. Ingresos Flotación Rougher del tranque Sur.	67
5.4. Flujo de caja y análisis de sensibilidad	67
5.4.1. Flujo de caja para y análisis de sensibilidad para lixiviación agitada del tranque Norte.	67
5.4.2. Flujo de caja y análisis de sensibilidad para lixiviación agitada de la totalidad del tranque.....	68
5.4.3. Flujo de caja para la flotación del tranque Sur.....	69
5.4.3. Flujo de caja para la flotación del tranque Sur.....	70
5.5. Análisis de sensibilidad para lixiviación agitada	70
5.6. Resumen económico de alternativas.	73
6.0. Resultados y discusión.....	74
7.0. Conclusión.....	75
8.0. Bibliografía.....	76
9.0. Anexos.	77

Índice de Tablas.

Tabla 1. Límite máximo de ciertos elementos en agua potable [15].	14
Tabla 2. Distribución mineralógica de cobre para los compósitos de las pruebas de laboratorio.	18
Tabla 3. Recuperación en función del ácido adicionado en lixiviación agitada para distintos compósitos.	19
Tabla 4. Distribución mineralógica de cobre para las pruebas en piloto batch de lixiviación agitada.	20
Tabla 5. Recuperación metalúrgica en las pruebas piloto batch para dos tiempos de lixiviación compósitos con diferentes cantidades de cobre soluble.	21
Tabla 6. Resultados pruebas extracción por solvente.	24
Tabla 7. Distribución mineralógica de cobre para compósitos en prueba continúa de lixiviación agitada.	26
Tabla 8. Análisis químico, eficiencia de lavado y recuperación metalúrgica para las tres opciones de separación sólido líquido.	26
Tabla 9. Concentración de los elementos presentes como impurezas en la solución de descarte en equilibrio con sulfato a 120 g/L.	27
Tabla 10. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre obtenida con diferentes dosificaciones de ácido sulfúrico en curado.	29
Tabla 11. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre con diferentes dosificaciones de ion férrico en curado, para compósitos de sulfuros y mixtos sulfurados.	30
Tabla 12. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre con diferentes dosificaciones de ion férrico en riego, para compósitos de sulfuros y mixtos sulfurados.	31
Tabla 13. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre en lixiviación agitada con diferentes tiempos de reposo y de lixiviación para distintos compósitos.	33
Tabla 14. Distribución de tamaño en función del tiempo de molienda para pruebas de Flotación Rougher.	35
Tabla 16. Distribución de mineralogía a partir de la solubilidad del tranque en base a los estudios realizados el año 2002.	40
Tabla 17. Características principales del relave en función de la zonificación en base a la razón de solubilidad.	40
Tabla 18. Costos de inversión para el tratamiento por lixiviación agitada.	57

Tabla 19. Condiciones de transporte desde tranque a planta concentradora con un tratamiento de 1.1Mt por año.	58
Tabla 20. Costos de transporte contratista para el traslado del relave para un tratamiento de 1,1 Mt año.	59
Tabla 22. Condiciones para el tratamiento del tranque norte en base a pruebas piloto.....	60
Tabla 23. Costos operacionales en el tratamiento del tranque norte.....	60
Tabla 24. Condiciones para el tratamiento del tranque sur en base a pruebas piloto.....	61
Tabla 25. Costos operacionales en el tratamiento del tranque sur.....	62
Tabla 26. Condiciones de transporte desde el tranque a la zona de acopio para el tratamiento por lixiviación agitada según contrato actual de transporte El Soldado.	63
Tabla 27. Condiciones de contrato para el transporte y carguío del relave obteniendo el OPEX de transporte.	64
Tabla 28. Condiciones de tratamiento y producción en planta de arena con una recuperación del 47% y una ley de concentrado de 20%.	64
Tabla 29. Costos operacionales en la flotación de sulfuros con el tratamiento de 2,1 Mt por año en la sección 3, 4 y molino 2000 a través de la planta de arenas de El Soldado.....	65
Tabla 30. Resultado económico y costo operacional unitario para la flotación de sulfuros.	66
Tabla 31. Flujo de caja neto del tratamiento por lixiviación agitada con una extensión de 6 años en el tranque Norte.	68
Tabla 33. Flujo de caja neto del tratamiento por lixiviación agitada con una extensión de 6 años en el tranque norte y 3 años de expansión para el tranque completo.	69
Tabla 34. Valor actual neto con una tasa de interés del 10% para el tratamiento del tranque completo [13].	69
Tabla 35. Flujo de caja neto del tratamiento al tranque Sur por flotación con molienda previa.....	69
Tabla 36. Flujo de caja neto del tratamiento al tranque Sur por flotación con molienda previa.....	70
Tabla 37. Resumen del resultado económico para las alternativas de tratamiento del relave antiguo.	73
Tabla 38. Caracterización del compósito a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para comenzar las pruebas sin tiempo de molienda.	77
Tabla 39. Resultados de flotación para el compósito de prueba sin tiempo de molienda con un D80 de 215 micrones.....	77
Tabla 40. Caracterización del compósito a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 10 minutos de molienda	78

Tabla 41. Resultados de flotación para el compósito de prueba con tiempo de 10 minutos y un tamaño de 132 micrones.	78
Tabla 42. Caracterización del compósito a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 20 minutos de molienda.	79
Tabla 43 Resultados de flotación para el compósito de prueba con tiempo de 20 minutos y un tamaño de 92 micrones.	79
Tabla 44. Caracterización del compósito a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 40 minutos de molienda.	80
Tabla 45. Resultados de flotación para el compósito de prueba con tiempo de 40 minutos y un tamaño de 57 micrones.	80
Tabla 46. Resumen de resultados de las pruebas anteriores al mismo compósito con distintos tiempos de molienda y por ende tamaño.	81
Tabla 47. Resumen de resultados de recuperación de las pruebas anteriores para distintos tiempos de molienda.	81
Tabla 48. Resultado recuperación flotación Rougher en función del D80 para distintos compósitos del relave.	83
Tabla 49. Potencia instalada real de las secciones en kW, para la obtención del tratamiento total efectivo.	84
Tabla 50. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 80 micrones.	85
Tabla 51. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 100 micrones.	85
Tabla 52. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 110 micrones.	85
Tabla 53. Capacidad real por sección para distintos D80.	85

Índice de Figuras.

Figura 1 Tranque N° 1, 2 y 3, El Soldado.	2
Figura 2 Diagrama resumido operación El Soldado.	5
Figura 3 Diagrama de Pourbaix de Cuprita, ion Férrico y Ferroso [7].	7
Figura 4 Recuperación en función del factor k para dos tiempos de lixiviación agitada.	21
Figura 5 de extracción por solvente 2 etapas extractoras y una de re extracción	24
Figura 6 Recuperación de cobre en flotación rougher en función del tamaño P80.	36
Figura 7 Razón de solubilidad del tranque en base a los sondajes año 2002.	39
Figura 8 Distribución de tamaño en el tranque en base a los sondajes año 2002.	39
Figura 9 Flowsheet lixiviación agitada tranque de relave.	41
Figura 10 Secciones e instalaciones que contempla la flotación del tranque sur.	51
Figura 11 Esquema del proceso de limpieza de relaves, generación de pulpa y bombeo a planta concentradora.	53
Figura 12 Esquema proceso molienda y flotación de relaves antiguos en sección 3 y 4 de planta concentradora El Soldado.	54
Figura 13 Configuración flotación Rougher para procesar tranque antiguo sin molienda.	55
Figura 14 Sensibilidad del VAN en función del precio del Ácido Sulfúrico, con una tasa de interés del 10%.	71
Figura 15 Sensibilidad del VAN en función del precio del Cobre, con una tasa de interés del 10% y un precio del ácido de 50 usd/t.	71
Figura 16 Sensibilidad del VAN en función de la tasa de interés evaluada en %, con un precio del cobre de 3,11 cb\$/lb y 50 usd/t de Acido.	72
Figura 17 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba sin molienda con D80 de 215 micrones.	78
Figura 18 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 10 minutos de molienda y D80 de 132 micrones.	79
Figura 19 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 20 minutos de molienda y D80 de 92 micrones.	80
Figura 20 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 40 minutos de molienda y D80 de 57 micrones.	81
Figura 21 Resumen que muestra la recuperación en función del tiempo de flotación para distintos tiempos de molienda para el mismo compósito.	82

Nomenclatura

Bn	:Bornita
Cc	:Calcocina
CuT	:Cobre total
CuSol	:Cobre Soluble
CORFO	:Corporación de fomento de la Producción
kps	:Constante de solubilidad
Cv	:Covelina
Cris	:Crisocola
DCC	:Decantación en contra corriente
Factor k	:Division de CuS/CuT
ΔG°	:Energía Libre de Gibbs
E	:Etapa de extracción en SX
S	:Etapa de reextracción en SX
SX	:Extracción por Solvente
FCN	:Flujo de caja neto
gpl	:Gramos por litro
A	:Intensidad de corriente electrica
Kt	:Kilotonelada
Malaq	:Malaquita
Mt	:Millones de toneladas
Ganga	:Mineral secundario que no posee valor
ppm	:Particulas por millon
HDPE	:Polietileno de alta densidad
HDPE	:Polietileno de alta densidad
EW	:Proceso de Electro Obtencion
Batch	:Proceso no continuo o en secuencia
D80	:Promedio al cual el 80% es menor al tamaño indicado
PLS	:Solución cargada de mineral de Lixiviación
NaSH	:Sulfhidrato de Sodio
TIR	:Tasa interna de Retorno
t/d	:Toneladas por día
t/h	:Toneladas por hora
VAN	:Valor Actual Neto
$\Delta N(i)$:Variación del número de moles del componente i
$\Delta(t)$:Variación del tiempo

1.0. Introducción

Debido a que la mayor parte del tratamiento del mineral termina en residuo depositado en los tranques de relave, estos es uno de los más grandes problemas ambientales que genera una planta concentradora, además debido a que no es posible extraer la totalidad del mineral de interés, algunos relaves poseen gran cantidad de recursos extraíbles, esto motiva el estudio de nuevas alternativas de tratamiento para darle así un nuevo valor económico a los residuos de flotación.

El recurso de relaves antiguos de la división El Soldado de Anglo American, totaliza 9,1 Mt de ley media 0,51%, el cual es extraíble empleando métodos tradicionales de cargador-camión. En la imagen Figura 1 se observa el tranque de relave y la división realizada como tranque 1 y 2 o tranque norte con un tonelaje de 5,2 Mt y una ley media de 0,56% CuT y tranque 3 o tranque sur con un tonelaje de 3,9 Mt y ley media de 0,44% CuT. Esta distribución se basa en la cantidad de cobre soluble a partir de sondajes realizados al tranque. El sector norte se concentra la mayor cantidad de mixtos oxidados y óxidos de cobre, por otro lado el tranque sur posee mayor cantidad de sulfuros de cobre. La razón de solubilidad media del tranque norte alcanza el 53% y 36% para el tranque sur, además se tiene un promedio de 15% de humedad.

Se estudiarán y actualizarán las opciones antiguamente propuestas junto con un análisis económico para cada una. Para esto se utilizarán los resultados de los análisis químicos y mineralógicos de los sondajes y calicatas de años anteriores. Junto a esto se analizarán los resultados metalúrgicos para la obtención de parámetros económicos que reflejen de manera clara la factibilidad de cada una de las opciones.



Figura 1 Tranque N° 1, 2 y 3, El Soldado.

1.1. Objetivo general

Proponer, estudiar y analizar un proceso técnicamente factible para el tratamiento del relave antiguo División El Soldado, para luego realizar un análisis económico y determinar la factibilidad de negocio.

1.2. Objetivos

- Recopilar información sobre procesos similares realizados en la industria minera, para el tratamiento de relaves antiguos.
- Proponer procesos técnicamente factibles para el tratamiento del relave.
- Analizar los resultados de las pruebas de lixiviación agitada y flotación rougher, considerando la disponibilidad de la planta concentradora y de óxidos.
- Realizar un análisis económico para las alternativas seleccionadas.
- Comparar la factibilidad económica del tratamiento por flotación con el mineral actual tratado en planta de gruesos.

2.0. Antecedentes

Chile se encuentra situado en un ambiente geológico altamente favorable para la formación de importantes y numerosos yacimientos metálicos de carácter poli-componentes. Es así que en Chile, existe una de las mayores mineralizaciones cupríferas del mundo, principalmente como yacimientos de tipo vetiformes, pórfidos cupríferos y estratoligados. Por otra parte, la producción de cobre en Chile tiene asociada la generación de importantes cantidades de residuos, tales como ripios, escorias y relaves, con gran potencialidad de contener elementos de valor [6].

A noviembre de 2016 SERNAGEOMIN ha muestreado 606 depósitos de relaves, de los cuales 100 están activos, 266 inactivos, 239 abandonados y 1 depósito en condición de emergencia. De estos depósitos, 22 corresponden a gran minería, es decir contienen 98,6% de la masa de relaves producida anualmente en Chile, a su vez depositan cerca de 537 millones de toneladas anuales de relaves, sobre la base de información entregada por las empresas mineras [2].

En Chile se han realizado diversos estudios para la recuperación de diferentes minerales valiosos contenidos en estos relaves. Se destaca el realizado por CORFO con el objetivo de identificar elementos de valor en residuos mineros para así evaluar su recuperación como producto comercial [6]. En este estudio se investigaron tranques como los de El Salado, Minera Carola, Planta Taltal y Bellavista San Felipe y se caracterizaron mineralógicamente para luego realizar pruebas de concentración y lixiviación. Otro ejemplo importante fue la investigación en el año 2011 del tranque de relaves Barahona de El Teniente el cual poseía una ley de 0,33% CuT y reservas de 344 millones de toneladas [14].

La disminución de las leyes en los distintos yacimientos genera grandes expectativas en el retratamiento de los relaves antiguos, los cuales ya se encuentran reducidos en su tamaño para un posible proceso y a la vez contienen importantes cantidades de mineral recuperable.

2.1. División El Soldado

La mina El Soldado es un yacimiento minero de Anglo American, que se encuentra en la comuna de Nogales, Quinta región, ubicado a 132 kilómetros de Santiago y a 600 metros sobre el nivel del mar. Por muchos años El Soldado fue una mina subterránea, la cual procesaba sulfuros y óxidos de cobre, debido a los escasos de este último se decidió cerrar la planta de óxidos. Y hoy en día produce 50 kt de concentrado de cobre al año, a partir de sulfuros de cobre. Su principal mena es la Bornita y Calcopirita que son trasladados en camiones hacia la planta concentradora, en la Figura 2 se muestra el diagrama de flujo de El Soldado.

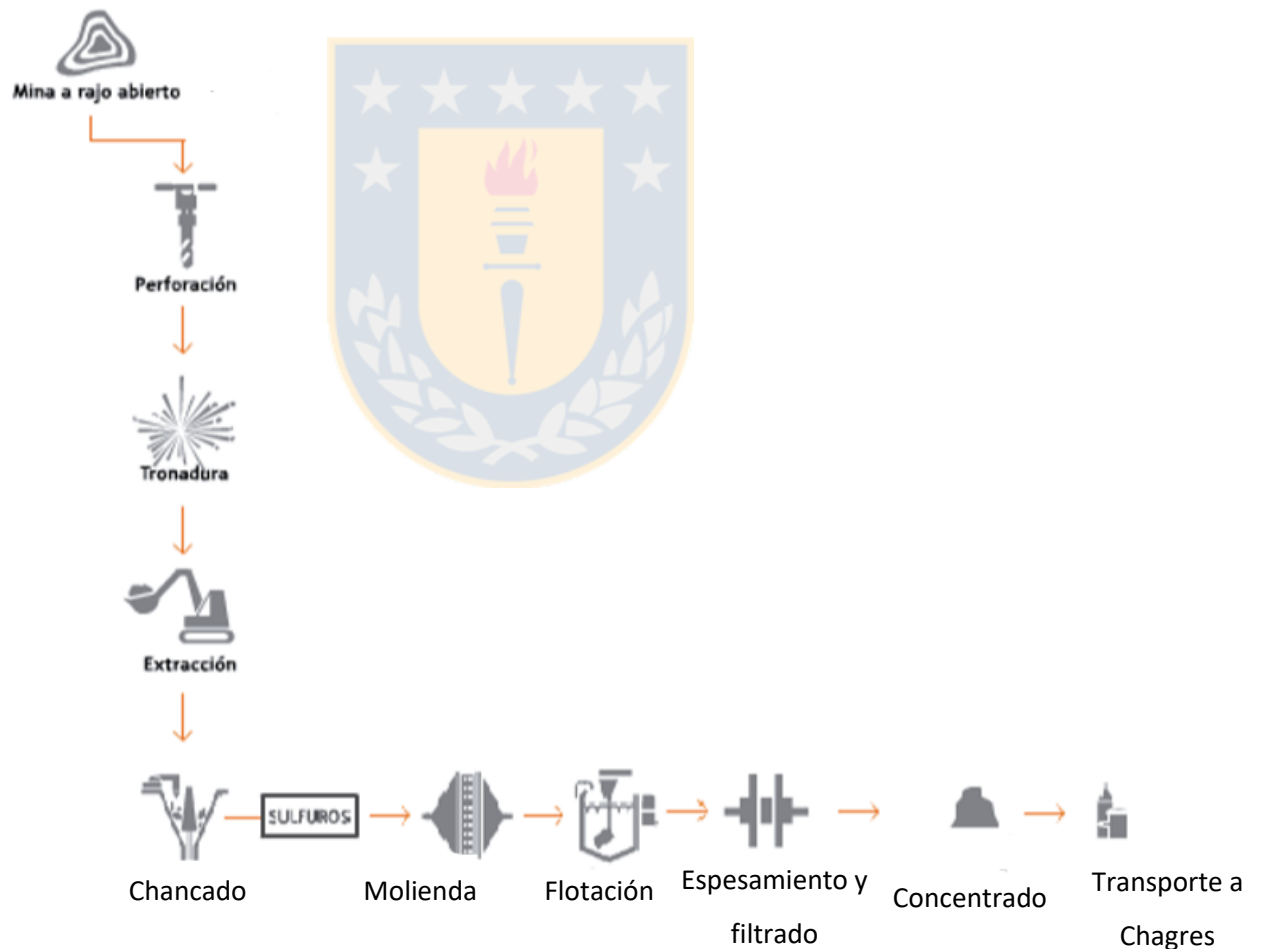


Figura 2 Diagrama resumido operación El Soldado.

2.2.0. Marco Teórico

2.2.1. Cinética de las reacciones

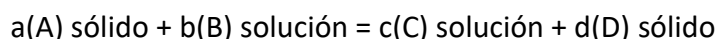
El hecho de que una reacción sea termodinámicamente posible ($\Delta G < 0$), no es suficiente para predecir si la reacción va a pasar en una escala de tiempo razonable. Eso depende de la cinética de la reacción. Este factor es muy importante para la concepción y la evaluación de la rentabilidad económica de todos los procesos hidrometalúrgicos. También en las plantas en operación, optimizar la cinética resulta generalmente en un mejoramiento del proceso. De esta forma, los productos finales de una operación hidrometalúrgica van a estar condicionados generalmente por condiciones de tipo cinético [8].

La mayoría de las reacciones que ocurren en procesos hidrometalúrgicos son heterogéneas, es decir, reacciones en interfaces. Generalmente estas reacciones involucran un conjunto bastante complejo de etapas y pueden requerir de un tratamiento cinético individual. Sin embargo, hay ciertos aspectos elementales de la reacción global que son comunes a un amplio rango de reacciones y que pueden tratarse en forma sistemática.

2.2.2. Velocidad de reacción

La velocidad de una reacción (v) es el número de moles transformados por unidad de tiempo del componente i involucrado en la reacción química. La forma de la ecuación cinética depende de si la reacción es homogénea o heterogénea.

$$\frac{\Delta N(i)}{\Delta(t)} \quad (1)$$



En este caso general, la reacción produce un producto sólido D sobre la superficie del reactivo sólido A. El proceso global de reacción puede involucrar las siguientes etapas individuales:

- Transporte de masa de los reactantes a través de la capa límite solución – sólido, hacia la superficie del sólido.
- Reacción química o electroquímica en la superficie del sólido, incluyendo adsorción y desorción en la superficie del sólido y/o a través de la doble capa electroquímica.
- Transporte de masa de las especies producidas a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

Generalmente, cuando una reacción química está controlada por la transferencia de masa de reactivos o productos hacia la interface de reacción, el valor de la constante cinética dependerá del grado de agitación del sistema. Sin embargo, a menudo es posible eliminar la agitación como variable en un estudio cinético si la agitación es suficientemente intensa [3].

2.2.3. Lixiviación de un Mineral Oxidado

En general, los minerales oxidados son aquellos que tienen el oxígeno como elemento constitutivo principal. La mayoría de los óxidos de cobre se lixivian con facilidad en soluciones diluidas de ácido sulfúrico, la disolución ácida de óxidos de cobre generalmente no incluye pares de óxido reducción con la excepción de la disolución de la cuprita, Cu_2O . Esto quiere decir que es posible obtener iones cúpricos con el simple hecho de estar en medio ácido [3].

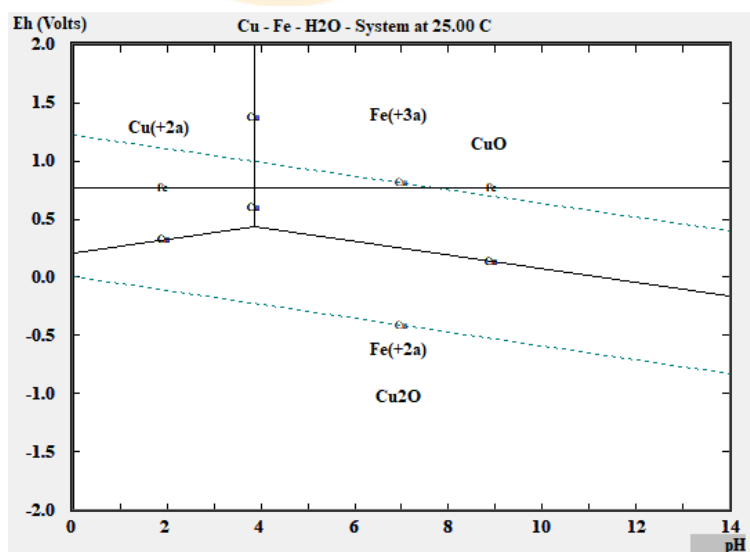


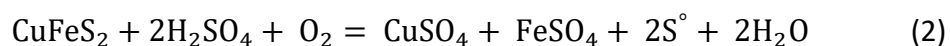
Figura 3 Diagrama de Pourbaix de Cuprita, ion Férrico y Ferroso [7].

La mayoría de los minerales oxidados de cobre puros (concentrados) tienen una cinética de lixiviación muy rápida, particularmente los sulfatos (chalcantita, brochantita y antlerita), los carbonatos (malaquita y azurita) y los cloruros (atacamita). La tenorita se disuelve un poco más lento y requiere de mayor acidez.

Por otro lado, en el caso de los silicatos (crisocola y dioplasa) la formación de sílice como producto de reacción tiende a hacer la disolución más lenta. En el caso de minerales oxidados que han sido molidos suficientemente como para que las partículas de mena estén liberadas de la ganga, la cinética de la reacción de lixiviación es también rápida aunque el consumo de ácido no es el estequiométrico debido a las reacciones paralelas de disolución de la ganga que también consumen ácido [3].

2.2.4. Lixiviación de minerales sulfurados

La mayoría de los minerales sulfurados son insolubles en ácido sulfúrico diluido. Aquellos sulfuros solubles en ácido se disuelven por un mecanismo químico. Los sulfuros insolubles en ácido requieren la presencia de un oxidante para oxidar el azufre del estado S^{-2} a azufre elemental o a estados de oxidación superiores, según sean las condiciones en que se efectúa el proceso. En este caso, la disolución ocurre por un mecanismo electroquímico [3]. Así por ejemplo, la reacción global que ocurre en la lixiviación de calcopirita con ácido sulfúrico y oxígeno en condiciones ambientales es:

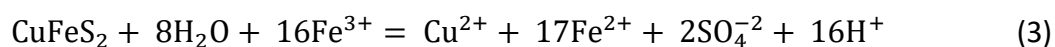


Esta reacción es extremadamente lenta en condiciones ambientales y requiere períodos muy largos de tiempo para completarse. La presencia de microorganismos tiene un efecto acelerador en esta reacción y hace posible el tratamiento de sulfuros de cobre de baja ley in situ o en botaderos, hasta incluso en pilas si se tuvieran las condiciones.

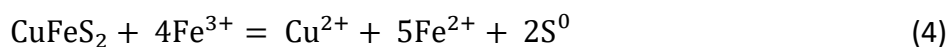
A diferencia de los óxidos, la mayoría de los sulfuros son semiconductores y sus resistividades eléctricas son lo suficientemente bajas como para que los electrones se muevan libremente en el sólido. Por lo tanto, en la mayoría de los casos, los procesos de disolución de minerales sulfurados son de naturaleza electroquímica. Como ocurre con los procesos de corrosión; dos tipos de pares redox pueden ser operativos en la lixiviación de sulfuros. El primero es un par de corrosión y comprende una sola fase sólida. La superficie de esta fase sólida (que puede ser discontinua, es decir numerosas partículas) tiene zonas catódicas y anódicas donde ocurren las respectivas semirreacciones. El segundo tipo es un par galvánico donde se incluyen dos o más fases sólidas. Las reacciones anódicas y catódicas ocurren en las superficies de fases diferentes, donde las dos superficies deben estar en contacto por medio de un conductor eléctrico [3].

La reacción de disolución de las especies sulfuradas de cobre con iones produce formación de una capa de residuo porosa, donde ocurre un control mixto. La lixiviación de minerales de baja ley, en las que el material estéril o ganga constituye la fracción mayoritaria, puede considerarse también en ese grupo. La “capa” que se forma representa el estéril del mineral, mientras la disolución se propaga hacia el interior de la partícula.

Para el caso de la calcopirita se requiere una reacción oxidante, en este caso el hierro pasa de férrico a ferroso y entrega los electrones faltantes para la lixiviación, donde se tiene la siguiente reacción [3]:



A pesar de que esta es la reacción más estable, se tiene que la reacción dominante que se observa en la lixiviación acida oxidante de calcopirita es:



Esto debido a su velocidad de reacción lo cual es mayor que la ecuación anterior, esto debido a que una vez formado el azufre elemental, el cual es estable en solución acida [3].

2.2.5. Curado

Cuando se lixivian minerales de cobre se acostumbra a agregar ácido concentrado junto con el agua en el curado que pertenece a una etapa previa a la lixiviación agitada. Con este curado ácido se consigue mejorar la disolución de cobre (a través de la disolución de gran parte del cobre superficial de las partículas) y además inhibir la disolución de algunas especies indeseables como el aluminio y la sílice.

El curado se realiza en un estanque cilíndrico el cual posee en su interior tuberías perforadas para el suministro de agua, que siempre es agregada primero para humedecer el mineral, y más al interior del tambor para el suministro del ácido concentrado. El tambor de curado gira a baja velocidad y tiene una inclinación para que la carga fluya a lo largo de él [3].

2.2.6. Lixiviación agitada

La lixiviación por agitación está limitada al tratamiento de aquellas menas o fracciones de menas que debido a sus características mineralógicas o granulometría no pueden ser tratadas efectivamente por lixiviación en pilas o lixiviación en bateas.

En el caso del cobre se aplica a menas de ley relativamente alta que no responden bien a la lixiviación en un lecho de material, como es el caso de menas con diseminación muy fina, o que generan demasiados finos durante la reducción de tamaño y por lo tanto forman lechos de baja porosidad, o menas que presentan una alta desintegración en contacto con las soluciones de lixiviación. También se usan para tratar colas de flotación de minerales mixtos y puede emplearse para lixiviar concentrados o calcinas de tostación.

Esto generalmente se realiza en estanques agitados y los sólidos se dispersan mediante la rotación de un impulsor o inyección de aire. En el caso de lixiviación co-corriente, el uso de varios reactores en serie permite obtener un tiempo de residencia más uniforme de las partículas en el proceso respecto al uso de un reactor único [3].

2.2.7. Separación Sólido-Líquido

Las soluciones obtenidas en lixiviación deben separarse de los sólidos residuales. La separación sólido-líquido es diferente según sea la técnica de lixiviación empleada. Por ejemplo la separación de la ganga residual y la solución de lixiviación obtenida en lixiviación por agitación presentan problemas diferentes de aquellos encontrados en los métodos de percolación, donde el simple drenaje basta para separar la solución de los residuos y sólo es necesario un proceso de clarificación para eliminar los sólidos finos arrastrados.

Además, en lixiviación por agitación es aún más importante que en percolación obtener un lavado satisfactorio de los residuos, debido a que un porcentaje mayor de solución permanece con éstos. Los métodos de separación sólido-líquido más usados en hidrometalurgia son:

1. Filtración en multietapa con lavado.
2. Decantación y lavado en contracorriente.

En general los principales factores que afectan la selección del método de separación sólido-líquido son:

- 1) La ley de la mena o mineral a tratar.
- 2) La filtrabilidad y características de sedimentación de la pulpa lixiviada.
- 3) El tonelaje a tratar.
- 4) El costo y disponibilidad de equipos.

El método de la decantación en contracorriente es aplicable cuando la mena tiene buenas propiedades de sedimentación o floccula fácilmente por adición de reactivos, y la ley de la mena es alta. Los espesadores se han convertido en el equipo estándar para efectuar la separación de la ganga residual de la solución y el lavado de la solución ocluida en los residuos. El uso de varios espesadores en serie provee un método conveniente para lavado en contracorriente [3].

Los cálculos de eficiencia de circuitos DCC son sencillos: consisten en realizar balances de masa para cada espesador y obtener una serie de ecuaciones simultáneas. Puesto que se conoce la cantidad de material disuelto que entra al primer espesador y el agua de lavado que entra al último espesador no contiene material disuelto (o tiene una cantidad conocida de metal), se pueden resolver las ecuaciones obteniéndose la cantidad de material disuelto recuperado en cada espesador, la concentración de la solución en cada espesador y la recuperación total.

Los cálculos generalmente se basan en condiciones de estado estacionario con las siguientes suposiciones:

- 1) No hay disolución en los espesadores.
- 2) En cada etapa hay una mezcla perfecta entre los sólidos y la solución.

Una variable muy importante en estos sistemas es la razón de lavado, que corresponde a la razón entre el flujo de agua de lavado aplicado, y el flujo de solución en la descarga de los espesadores [3].

2.2.8. Extracción por solvente.

Después de la separación sólido-líquido las soluciones de lixiviación generalmente son llevadas a una etapa de purificación y a veces de concentración antes de pasar a la operación final de recuperación del metal de interés. Esto dependiendo de la mena tratada, del tipo de reactivo usado en la lixiviación y el método de lixiviación empleado, ya que las soluciones de lixiviación generadas pueden ser de varios tipos. Las soluciones que son más fáciles de tratar son aquellas que contienen el metal primario de interés en concentraciones adecuadas, junto con pequeñas cantidades de impurezas disueltas que no interfieren con la etapa posterior de electro obtención [9].

En la primera etapa de SX, la solución acuosa, que normalmente contiene varios iones metálicos, se pone en contacto con una fase orgánica inmisible que contiene un reactivo orgánico capaz de combinarse con el ion metálico de interés. El proceso se realiza en un estanque mezclador, mediante la dispersión de una fase en la otra fase a la forma de pequeñas gotas, mediante agitación mecánica, seguido de la separación de las dos fases por gravedad en un estanque de decantación. En esta etapa, denominada extracción, se produce la transferencia de una especie metálica desde la fase acuosa a la fase orgánica. En la siguiente ecuación se describe como un ion metálico se agrega a su extractor para pasar a una fase orgánica.



Como producto de esta etapa se producen una fase orgánica cargada con la especie metálica de interés y una fase acuosa residual con baja concentración del metal extraído denominada refino. Una vez cargada la fase orgánica esta es contactada con una fase acuosa sin impurezas y con otras condiciones, ya sea con menor pH u otro solvente, para que el mineral de interés pase de la fase orgánica a la acuosa, este proceso se denomina re-extracción [9].

2.2.9. Desechos de lixiviación agitada

En el proceso de lixiviación agitada, una vez extraído el mineral valioso se debe transportar los ripios a un botadero de ripios como se le llama, estos terrenos deben estar libre de sustancias orgánicas y presentar una suave pendiente que permita el escurrimiento de posibles filtraciones de soluciones, se debe proteger el terreno con una capa impermeable de arcilla en la base.

El agua potable no debe contener elementos o sustancias químicas en concentraciones totales mayores a las indicadas en la Tabla N° 1, referentes a contenido máximo de elemento.

Tabla 1. Límite máximo de ciertos elementos en agua potable [15].

Elemento	Expresado como elementos totales	Límite máximo mg/L
Cobre	Cu	2,0
Cromo total	Cr	0,05
Fluoruro	F ⁻	1,5
Hierro	Fe	0,3
Manganeso	Mn	0,1
Magnesio	Mg	125,0
Selenio	Se	0,01
Zinc	Zn	3,0

2.2.10. Proceso de Flotación.

2.2.10.1. Flotación de sulfuros.

La flotación es un proceso fisicoquímico que consiste en adherir selectivamente burbujas de gas (aire, nitrógeno) a partículas minerales valiosas las que son colectadas como un “concentrado” rico en el elemento de interés. La adhesión selectiva partícula valiosa-burbuja se produce como resultado de la hidrofobicidad de las partículas valiosas que se quieren flotar. La hidrofobicidad es la fuerza impulsora de la flotación. El mineral hidrofóbico repele el agua de la superficie de sus partículas permitiendo que las burbujas de aire se unan a la partícula, también existe fuerzas hidrofóbicas que inducen la adhesión [5].

Las partículas minerales pueden mostrar hidrofobicidad natural o hidrofobicidad inducida por reactivos químicos. En el procesamiento de minerales sulfurados de cobre las especies valiosas principalmente son la Calcopirita, Calcosina, Covelina, Bornita y Enargita. La ganga más abundante es la Sílice pero no la más complicada de separar. La ganga que presenta más dificultades de separación selectiva en la flotación es la Pirita. Este proceso de minerales sulfurados de cobre requiere separar selectivamente los minerales que contienen cobre de las especies tipo ganga. Para ello se usan colectores tipo xantatos que son derivados del ácido Xántico, el cual se disocia para formar el anión Xantato.

Estos colectores poseen las propiedades de formar compuestos insolubles hidrofóbicos con metales polivalentes, además de su oxidación para formar Dixantogeno que es un aceite insoluble altamente hidrofóbico, que por lo tanto, se adsorbe en superficies hidrofóbicas mejorando la flotabilidad [5].

2.2.10.2. Circuitos de flotación

Los parámetros principales para evaluar los procesos de concentración por flotación son la recuperación y la ley del concentrado. La recuperación es la razón entre el metal valiosos en el concentrado y el metal valiosos en la cabeza. La ley se define como la concentración porcentual de metal con valor comercial contenido en un mineral, ya sea cabeza, concentrado o cola. En general se expresa como porcentaje en peso.

En la práctica industrial se trata de maximizar ambos valores, pero en general se debe optar por valores que maximicen el óptimo económico del proceso, ya que ambos parámetros se relacionan de manera inversa. Es por esto, que en la práctica industrial se tienen diferentes etapas destinadas a maximizar uno de los dos parámetros, con el fin de alcanzar un objetivo global técnico- económico de recuperación y ley de concentrado.

En general se distinguen tres etapas, flotación rougher, flotación cleaner y flotación scavenger. La flotación rougher está destinada a maximizar la recuperación o más estrictamente a producir una cola con la menor cantidad posible de especies de interés. La flotación cleaner, tiene como objetivo maximizar las leyes de concentrado con el fin último de alcanzar el valor determinado por el comprador, en este caso la fundición. La etapa de flotación scavenger tiene como objetivo maximizar la recuperación y suele ir a continuación de alguna de las etapas anteriores retratando las colas de flotación [10].

2.2.10.3. Flotación sucesiva de sulfuros y óxidos.

Este método se utiliza en el caso de minerales mixtos de óxidos y sulfuros de cobre, donde si solo existiese una flotación de sulfuros se perdería mineral oxidado y viceversa. Se conoce que los sulfuros de cobre flotan con reactivos del tipo xantato, para el caso de los óxidos uno de los métodos es la sulfidización de estos, que consiste en la adición de reactivos que aportan iones S^{-2} y SH^{-} . El rol de estos iones es modificar completamente la naturaleza físico-química de su estructura superficial, permitiendo la adsorción de colectores en ella, y su posterior flotación [5].

2.2.11. Balance económico

La proyección del flujo de caja constituye uno de los elementos más importantes del estudio de un proyecto, ya que la evaluación del mismo se efectuará sobre los resultados que se determinen en ella.

El flujo de caja de cualquier proyecto se compone de cuatro elementos básicos:

- 1) Los egresos iniciales de fondos.
- 2) Los ingresos y egresos de operación.
- 3) El momento en que ocurren estos ingresos y egresos.
- 4) El valor de desecho o salvamento del proyecto.

Los egresos iniciales corresponden al total de la inversión inicial requerida para la puesta en marcha del proyecto. Los ingresos y egresos de operación constituyen todos los flujos de entradas y salidas reales de caja. El flujo de caja se expresa en momentos. El momento cero reflejará todos los egresos previos a la puesta en marcha del proyecto. Si se proyecta reemplazar un activo durante el periodo de evaluación, se aplicará la convención de que en el momento del reemplazo se considerará tanto el ingreso por la venta del equipo antiguo como el egreso por la compra del nuevo.

Los parámetros utilizados para la evaluación son la tasa de descuento y el horizonte de la evaluación.

Para estimar la tasa de descuento se utiliza la tasa de rentabilidad de proyectos similares o actividad sectorial, en este caso un 10%. Finalmente se obtienen los indicadores de evaluación lo que permite pronosticar si el proyecto o inversión vale la pena realizarse, en este caso el VAN o valor actual neto que corresponde a la sumatoria de los flujos netos anuales actualizados menos la inversión inicial, para esto se requiere la tasa de interés anteriormente mencionada y el periodo de evaluación del proyecto.

Otro indicador es el TIR o tasa interna de retorno que es definida como la tasa de descuento a la cual el VAN es cero, la TIR muestra al inversionista la tasa de interés máxima a la que puede comprometer préstamos o gastos sin beneficiarse con la inversión [11].

3.0. Descripción y Resultados

Se analizaron estudios realizados en años previos por la compañía, 3 de lixiviación agitada y uno de flotación. En la lixiviación agitada se realizó una primera etapa a nivel laboratorio, una segunda etapa a nivel piloto Batch de 1 tpd y un tercer nivel piloto continuo de 10 tpd, que se describen a continuación.

3.1. Estudio de Lixiviación Agitada de laboratorio.

La evaluación de laboratorio para la obtención de distintas recuperaciones en función de la dosificación de ácido sulfúrico se llevó a cabo con 4 compósitos de igual tamaño, previamente homogenizados a partir de sondajes realizados en lugares estratégicos del tranque con información previa de la distribución mineralógica para así obtener compósitos con diferentes cantidades de cobre soluble.

En la Tabla 2 se observa la distribución mineralógica para el cobre total y la cantidad de muestra bajo 74 micrones, para las muestras utilizadas en las pruebas realizadas por la compañía el año 2000, destacando que los compósitos 1 y 4 tienen una mayor cantidad de óxidos de cobre en su composición.

Tabla 2. Distribución mineralógica de cobre para los compósitos de las pruebas de laboratorio.

Muestra	Mineralogía					Tamaño [% -200#]
	Cpy [%]	Cc+Cv [%]	Bn [%]	Cris [%]	Malaq [%]	
Comp 1	17,0	0,0	6,0	15,0	62,0	38,1
Comp 2	19,0	9,0	40,0	26,0	6,0	35,6
Comp 3	30,0	4,0	41,0	12,0	13,0	38,6
Comp 4	20,0	1,0	14,0	56,0	9,0	28,2

Las pruebas de lixiviación agitada en escala de laboratorio realizadas a cada compuesto se ejecutaron con las mismas condiciones, con un tiempo de lixiviación de 2 horas, y la adición de peróxido de hidrogeno como agente oxidante a una dosificación de 2,1 kg/t para generar una dosis de 3 kg/t de ion férrico para la simulación de refino, a una razón solido liquido del 50%. En la Tabla 3 se puede observar el análisis químico de los compósitos además del factor k que representa la razón entre el contenido de cobre soluble y el cobre total de la muestra. Para esto se utilizaron 2 dosificaciones de ácido por cada compuesto con el objetivo de obtener las recuperaciones mínimas y máximas dependiendo de la cantidad de cobre soluble de cada muestra.

Tabla 3. Recuperación en función del ácido adicionado en lixiviación agitada para distintos compósitos.

Muestra	Análisis Químico			Dosificación	
	CuT [%]	CuS [%]	K	Acido [kg/t]	Recuperación
Comp 1	0,5	0,4	0,80	105-135	78-91
Comp 2	0,7	0,3	0,43	110-130	63-83
Comp 3	0,6	0,2	0,33	120-170	49-59
Comp 4	0,6	0,4	0,67	82-92	63-78

3.2. Piloto Batch de lixiviación agitada, separación S/L y pruebas de SX.

Para el caso de esta prueba se realizaron 6 compósitos, con una previa caracterización mineralógica. En la Tabla 4 se observa la distribución mineralógica del cobre para cada compósito, al igual que el porcentaje bajo 74 micrones.

Las pruebas se realizaron con 0,5 t de mineral con un tiempo de lixiviación entre 0,5 y 2,0 horas al 50% en sólido. Se utilizó una dosificación promedio para todos los compósitos de 120 kg/t de ácido sulfúrico, 4,2 kg/t de peróxido de hidrogeno para generar una dosis de 3 kg/t de férrico.

Tabla 4. Distribución mineralógica de cobre para las pruebas en piloto batch de lixiviación agitada.

Muestra	Mineralogía					Tamaño [200#]
	Cpy [%]	Cc+Cv [%]	Bn [%]	Cris [%]	Malaq [%]	
Comp 1	28,0	1,0	3,0	0,0	68,0	19,2
Comp 2	9,0	1,0	6,0	8,0	76,0	36,4
Comp 3	22,0	0,0	8,0	0,0	70,0	25,9
Comp 4	30,0	2,0	21,0	0,0	48,0	25,0
Comp 5	29,0	2,0	28,0	0,0	41,0	9,7
Comp 6	32,0	1,0	4,0	7,0	55,0	17,9

En la Tabla 5 se presentan los resultados obtenidos, a partir de las pruebas batch de 0,5 t/d de lixiviación agitada, para posteriormente pasar por una etapa de filtrado con un 93% de eficiencia y una humedad del queque de 28%, valores obtenidos experimentalmente.

Tabla 5. Recuperación metalúrgica en las pruebas piloto batch para dos tiempos de lixiviación compósitos con diferentes cantidades de cobre soluble.

Muestra	Análisis Químico			Dosificación	
	CuT [%]	CuSol [%]	K	Tiempo Lixiviado	Recuperación
Comp 1	0,42	0,32	0,76	0,5 – 2,0	78,5 – 81,6
Comp 2	0,67	0,56	0,84	0,5 – 2,0	84,2 – 88,0
Comp 3	0,46	0,35	0,76	0,5 – 2,0	68,7 – 76,6
Comp 4	0,31	0,16	0,52	0,5 – 2,0	45,9 – 60,8
Comp 5	0,56	0,25	0,45	0,5 – 2,0	46,0 – 58,6
Comp 6	0,62	0,43	0,69	0,5 – 2,0	69,0 – 74,5

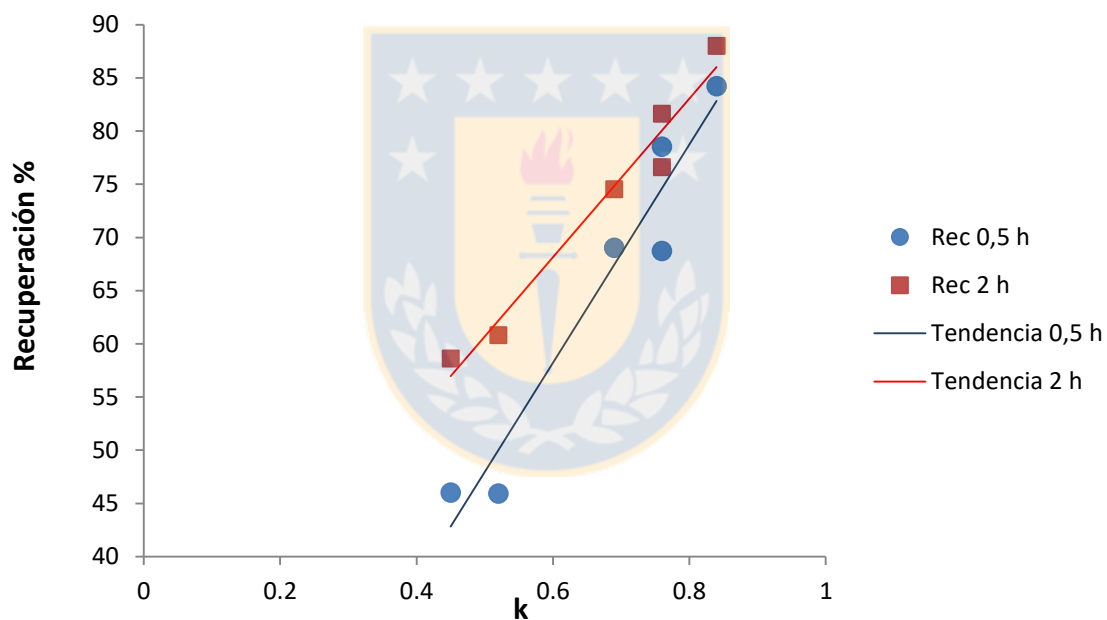


Figura 4 Recuperación en función del factor k para dos tiempos de lixiviación agitada.

Se puede observar que existe una leve correlación entre la cantidad de cobre soluble con la cantidad de finos en el compuesto. Por otro lado el resultado de las pruebas de lixiviación agitada entregaron resultados concluyentes para el caso de los compósitos con elevados niveles de óxidos de cobre, en el cual la variación del tiempo de lixiviación desde 0,5 a 2 horas no influye fuertemente en la recuperación de cobre como se observa en la gráfica 1, sin embargo para el caso de los compósitos con mezclas o factores k inferiores a 0,7, la recuperación aumenta en casi 10 puntos porcentuales.

Según las observaciones descritas en los informes de resultados en la prueba batch se reportó un aumento en el consumo de ácido, esto para mantener el pH en 1,5, este consumo vario entre 0 y 19 kg/t, según el contenido de arcilla de la muestra, esta variación es considerable para el posterior estudio económico del proyecto.

Cabe destacar que en las pruebas batch se realizaron análisis químicos por impurezas como Fe, Al, Ca, Mn, Mg, Cl^- , As, Si y sulfatos. Se observó altos contenidos de Fe (35-41 gpl), Mn (4-5 gpl) y sulfatos (129-180 gpl). En el caso del Si, al expresarlos como SiO_2 , la concentración varía entre 0,2 y 0,6 g/L, valores altos si se considera que son pruebas de circuito abierto. Todo ello podría implicar un arrastre importante de impurezas hacia la electrobtención si no incluyen coalescedores ni etapas de lavado en SX.

3.2.1. Pruebas de separación sólido líquido y extracción por solvente

La separación sólido líquido incluye las operaciones de espesamiento y filtrado, para producir la solución de PLS limpia que irá a la planta de extracción por solvente de operación piloto continua. En este caso las pruebas de espesamiento se realizaron en un espesador de 1 m^3 de capacidad, en circuito abierto, con una alimentación de 0,3 t/h y conteniendo 50% de sólidos, con la cual se logró una descarga de 65% de sólidos agregando una dosificación de 60 g/t de floculante.

A su vez las pruebas de filtrado posterior al espesamiento se realizaron en un filtro de banda de $1,04 \text{ m}^2$, operando con una razón de lavado de $0,4 \text{ m}^3/\text{t}$ de relave, para lograr una descarga de 28% de humedad.

Para el caso del filtrado las humedades obtenidas en el queque filtrado alcanzaron 36% esto con consumos de 60g/t de floculante. Para el caso de las pruebas de neutralización de la mezcla entre el descarte del refino (15%) más el queque del filtro y los relaves de flotación se obtuvieron consumos de cal del orden de 20 kg/t de relave para llegar a pH 8, lo cual es lo ideal para el tranque El Torito, el cual provee con agua para recircular a la planta concentradora.

Para el caso de la extracción por solvente se buscó determinar el impacto de los sólidos en suspensión, la eficiencia de extracción, la transferencia de cobre, la generación de borras y el arrastre de orgánico. La planta piloto fue de 1 L/min de capacidad y una configuración de dos etapas de extracción y una etapa de reextracción, operando en circuito abierto, como se muestra en la Figura 4.

Se realizaron además análisis a las soluciones de lixiviación o PLS que entran al espesamiento, las cuales contenían entre 400 y 1900 ppm de sólidos en suspensión mientras que en las pruebas de extracción por solvente se midió una tasa de formación de barro de 0,5 kg/h. Estos últimos resultados que se encuentran en la Tabla 6, justifican la inclusión de una unidad de clarificación posterior a la separación sólido líquido, para disminuir la contaminación en la extracción por solvente.

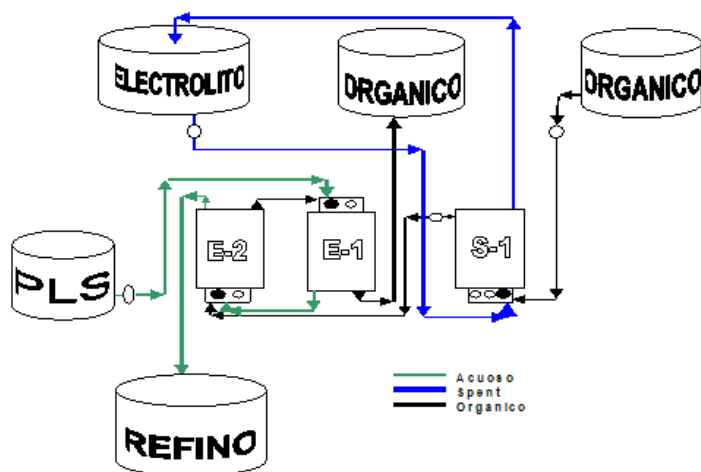


Figura 5 de extracción por solvente 2 etapas extractoras y una de re extracción

Tabla 6. Resultados pruebas extracción por solvente.

Parámetro	M2	M3	M4	M5	M6	Promedio
Extracción (%)	91,8	95,3	94,4	96,4	95,8	94,7
Ácido Calculado (g/L)	14,3	11,2	5,5	15,2	15,1	12,3
Consistencia Ácido (%)	99,8	99,6	99,2	100,0	99,9	99,7
Extractante en Orgánico (% v/v)	22,0	22,0	22,0	22,0	22,0	22,0
Transferencia Neta (gCu/l/1%v/v)	0,29	0,18	0,08	0,15	0,20	0,18
Coextracción Fe (%)	16,7	1,96	14,3	-19,6	1,14	2,90
Tiempo separación Fases E1 (min)	4,2	4	4	4	4,2	4,1
Tiempo separación Fases E2 (min)	4,2	4	4	4	4,2	4,1
Tiempo separación Fases S1 (min)	3	3	3	3	3	3,0
Tasa de Extracción de Borrás (Kg/h)						0,5

3.3. Piloto continuo de lixiviación agitada.

El pilotaje continuo en circuito cerrado operó a razón de 10 t/d incluyendo los siguientes procesos unitarios:

El acondicionamiento como primera etapa con una duración de 1,5 minutos, donde la condición base de ion férrico necesario para la oxidación de sulfuro fue de 8 g/L y debido a que el refino contenía tan solo 4 g/L de férrico fue necesaria la adición de peróxido hasta oxidar 4 g/L de ion ferroso, la dosis de ácido sulfúrico varió entre 100 y 120 kg/t. Posterior al curado se dejó en reposo durante 24 horas a un 50% sólido/líquido.

La etapa de lixiviación agitada se realizó en un reactor cilíndrico de fondo esférico de 1,5 m³, con una concentración de sólido del 50%, un pH de 1,9 ajustado con ácido sulfúrico y con un tiempo de residencia de 30 minutos.

El circuito de separación sólido líquido constituido por 2 espesadores de 1 m de diámetro dispuestos en contracorriente seguidos de un filtro de banda de 1 m² de área. Se utilizó una dosificación de 60 g/t de floculante Tec-100. En extracción por solvente se utilizó una configuración de 2E por 1 S, y en electrowining se utilizó una cuba electrolítica con 2 cátodos y 3 ánodos, de área catódica de 0,16 m² y una densidad de corriente de 300 A/m².

Esta evaluación se llevó a cabo con tres muestras, seleccionadas usando como criterio el nivel de cobre soluble y de arcillas. Se usó calicatas de 16 m² por 6-15m de profundidad para sacar 400 toneladas de cada muestra.

El objetivo fundamental fue viabilizar un diagrama completo del proceso y seleccionar la mejor etapa para separación de sólido líquido, considerando la gran brecha de tamaños existentes en el relave. En este caso se utilizarán 3 alternativas de clarificación, la primera consta de dos espesadores operando en contracorriente seguido de un filtro de correa, la otra alternativa estudiada es un escurrido vibratorio más filtro correa y por último uno similar al anterior pero intercambiando el filtro de correa por uno de prensa.

Tabla 7. Distribución mineralógica de cobre para compósitos en prueba continúa de lixiviación agitada.

Muestra	Mineralogía					Tamaño [-200#]
	Cpy [%]	Cc+Cv [%]	Bn [%]	Cris [%]	Malaq [%]	
Comp 1	17,0	0,0	38,0	0,0	45,0	53,0
Comp 2	11,0	0,0	19,0	0,0	70,0	40,0
Comp 3	16,0	0,0	0,0	0,0	84,0	81,0

Estas muestras, en comparación con las anteriores, tienen fundamentalmente un menor contenido de calcopirita y por lo tanto mayor cantidad de cobre soluble, además una granulometría más fina, como se observa en la Tabla 7.

Tabla 8. Análisis químico, eficiencia de lavado y recuperación metalúrgica para las tres opciones de separación sólido líquido.

Muestra	Análisis Químico			Eficiencia de lavado [%]			Recuperación Global [%]		
	CuT [%]	CuSol [%]	K	Opc 1	Opc 2	Opc 3	Opc 1	Opc 2	Opc 3
Comp 1	0,48	0,20	0,42	90,9	91,5	86,5	76,0	72,6	72,3
Comp 2	0,54	0,37	0,69	94,6	89,7	89,4	88,8	75,4	73,5
Comp 3	0,26	0,22	0,85	90,0	89,9	85,3	83,5	81,0	76,9

Al igual que en el piloto Batch se realizaron análisis de impurezas en el PLS final por Fe, Al, Mg y sulfatos, encontrándose 10 g/L de Fe, 6 g/L de Al, 5 g/L de Mg y 70 g/L de sulfatos. Comparando los resultados del piloto batch con estos se puede observar una reducción significativa con respecto a la etapa piloto anterior, lo cual indicaría precipitación de ellas en la lixiviación.

Para el caso de las etapas de separación sólido líquido funcionaron sin dificultad con las dosificaciones utilizadas en el piloto anterior con consumos de floculante de 60 g/t en espesamiento y 30 g/t en filtración.

En este pilotaje se centró en el equilibrio de impurezas y neutralización de las especies disueltas en las soluciones de descarte. En los reportes se puede observar balances de impurezas y pruebas de neutralización de sólidos, esto debido al posible impacto de las aguas residuales hacia el actual tranque El Torito.

El resultado de las pruebas experimentales de equilibrios de impurezas permitió estimar para el proyecto un equilibrio de sulfatos de 120 g/L asociados a los siguientes iones:

Tabla 9. Concentración de los elementos presentes como impurezas en la solución de descarte en equilibrio con sulfato a 120 g/L.

Elemento	Concentracion (g/l)
Al ⁺³	11,0
Mg ⁺²	10,5
Mn ⁺²	3,6
Fe ⁺³	3,0
Ca ⁺²	0,5
Fe ⁺²	17,0

El equilibrio alcanzado es bajo en comparación a los 120 [kg/t relave] de ácido agregado al proceso, esto se debe al aporte de Ca⁺² del relave y a la formación de yeso durante las etapas previas de acondicionamiento y lixiviación del proceso. Con este equilibrio no se requeriría descarte de refino y solamente irían a deposito final en el tranque El Torito los sólidos lixiviados, lavados con agua industrial y neutralizados con cal para alcanzar un pH 8.

La condición de neutralización de los sólidos descartados alcanza 7 kg de cal por tonelada de relave la cual será repulpeada con un 55% en sólido para luego ser mezclada con la corriente de relaves planta, con el propósito de disponer la corriente a pH 8 el cual es el óptimo de operación de la laguna.

En ese caso la gran mayoría de los iones presentes en la solución de descarte precipitarían como hidróxidos, quedando en solución solamente una parte del ion Mg^{+2} , pero debido a que el ion magnesio no forma parte de la regulación ambiental por sus características de inocuo, este no sería un problema. Los sulfatos son solubles a excepción del sulfato de calcio, además la solubilidad del sulfato de calcio es independiente del pH, de modo que al precipitar no tiene posibilidad de redisolverse. La presencia mayoritaria de iones Ca^{+2} , permite mantener el sistema en un equilibrio controlado de sulfatos bajo la K_{ps} del sulfato de calcio, lo cual es 2100 ppm. Fluctuaciones podrán producirse por efecto de la temperatura ambiente alcanzando valores por sobre las 2100 ppm a los 20°C.

Un último estudio realizado por Delkor para optimizar el uso de reactivos, con la cual se realizaron análisis químicos de CuT y CuSol a la totalidad de los sondajes (33 sondajes, 500m). Junto con esto en base a la caracterización química se seleccionaron 16 muestras a distintas profundidades y que cumplen como objetivo de acotar la recuperación de aquellas zonas de baja solubilidad (mayoritariamente en Zona Sur). Esto con el objetivo de asegurar la viabilidad de recuperación que se encuentra dentro de las expectativas del proyecto y para optimizar el costo de operación enfocándose en el consumo de ácido sulfúrico, peróxido de hidrogeno y tiempos de operación.

Las variables a estudiar fueron:

- ❖ Dosificación de ácido con variaciones de (80 - 100 - 120 kg/t).
- ❖ Dosificación de peroxido para obtener una dosis de férrico de 0,8 – 1,0 – 1,2 Kg/t.
- ❖ Variación de fierro en el curado y riego para sulfuros y mixtos sulfurados.
- ❖ Cinéticas de lixiviación con un máximo de 2 horas.

La recuperación de cobre promedio para una condición de 1,1 kg/t de Fe^{3+} en curado, 7 g/L de Fe^{3+} en riego y tiempos de 24h de curado y 2h de riego otorgaron los siguientes resultados de recuperación de cobre:

- ❖ Sulfuros: 32,8%
- ❖ Mixtos Sulfurados: 47,9%
- ❖ Mixtos Oxidados: 67,1%
- ❖ Óxidos: 92,0%

3.3.1. Efecto del ácido en curado.

Las primeras pruebas consistieron en la dosificación de ácido sulfúrico en el curado para distintos compósitos. En la Tabla 10 se muestra la caracterización mineralógica y química en conjunto con los resultados metalúrgicos, para todos los compósitos evaluados.

La recuperación de cobre no aumenta significativamente al aumentar dosis de ácido en curado, en los rangos estudiados (80-120 Kg/t). La variación de recuperación es $\pm 4\%$ frente a una variación en ± 20 kg/t con respecto al consumo de ácido, lo cual afirma que existe una relación proporcional en la recuperación con la adición de ácido, a su vez en algunos casos se observa una disminución en la recuperación de cobre cuando la dosificación cambia desde 100 a 120 kg/t de ácido, debido posiblemente a error experimental.

Tabla 10. Caracterización de los compositos y recuperación de cobre obtenida con diferentes dosificaciones de ácido sulfúrico en curado.

Especies Mineralógicas y Resultados Metalúrgicos	Resultados Compósitos Metalúrgicos GMT en función del % de Óxido															
	Sulfuros						Mixtos Sulfurados						MO	Óxidos		
	7	6	17	8	1	2	18	15	9	14	12	16	11	13	4	5
Bomita	0,38	0,27	0,24	0,27	0,35	0,26	0,18	0,40	0,15	0,23	0,18	0,16	0,24	0,11	0,01	0,02
Calcopirita	0,17	0,18	0,11	0,13	0,15	0,14	0,06	0,13	0,09	0,07	0,12	0,10	0,11	0,03	0,03	0,04
Calcosima	0,08	0,02	0,01	0,01	0,02	0,03	0,02	0,06	0,01	0,04	0,03	0,04	0,02	0,04	0,00	0,01
Covelina	0,00	0,00	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,01	0,00	0,01	0,00	0,00	0,01	0,01	0,00	0,00
Brochantita	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,06	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Crisocola	0,03	0,00	0,00	0,02	0,03	0,03	0,03	0,06	0,03	0,05	0,50	0,08	0,07	0,06	0,06	0,15
Malaquita	0,09	0,11	0,09	0,06	0,11	0,12	0,06	0,14	0,06	0,09	0,09	0,14	0,13	0,11	0,14	0,34
Ley de CuT	0,76	0,59	0,41	0,52	0,59	0,56	0,35	0,71	0,37	0,47	0,47	0,52	0,43	0,44	0,24	0,57
Razón de Solubilidad	16,2	18,8	19,5	20,0	24,3	24,7	25,7	26,9	28,2	30,0	30,2	42,3	46,8	55,6	88,2	88,2
Rec de Cu (80kg/t Ácido en Curado)	25,1	35,3	27,7	27,7	35,8	36,9	34,8	40,2	27,7	44,0	40,0	59,8	63,0	63,3	87,3	95,8
Rec de Cu (100kg/t Ácido en Curado)	29,8	37,0	30,9	21,7	40,3	37,2	40,3	45,9	39,1	45,6	44,9	53,9	65,4	67,1	89,6	94,4
Rec de Cu (120kg/t Ácido en Curado)	25,2	36,5	31,3	34,1	41,4	37,3	35,1	36,6	35,0	50,4	40,6	57,6	60,6	64,7	65,7	90,5

3.3.2. Efecto de la dosificación de férrico en curado y riego.

Estas pruebas se realizaron solamente a los sulfuros y mixtos sulfurados llamados así debido a su bajo porcentaje de cobre soluble que poseían las muestras de estos compósitos. Las recuperaciones que se observan en la Tabla 11 se obtuvieron con dosificación de 100 kg/t de ácido.

A partir de estos resultados se observa que el incremento de las dosis de férrico en curado, es beneficioso solamente para los sulfuros, obteniéndose un incremento entre 5 a 7 puntos porcentuales. Por lo tanto para el caso de la zona norte la cual posee mayor contenido de óxidos de cobre no requiere mantener suministro de férrico, eliminándose el consumo de peróxido de hidrogeno para esta parte del tranque.

Para el caso de los sectores donde se encuentran principalmente sulfuros de cobre, se estima un consumo máximo de 3 kg/t de ion férrico para el curado, esto implica un consumo de peróxido de hidrogeno menor a 1 kg/t debido a que el refinado de lixiviación contiene sobre 2 kg/t de ion férrico.

Tabla 11. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre con diferentes dosificaciones de ion férrico en curado, para compósitos de sulfuros y mixtos sulfurados.

Especies Mineralógicas y Resultados Metalúrgicos	Resultados Compósitos Metalúrgicos GMT (%)					
	Sulfuros		Mixtos Sulfurados			
	6	2	15	9	12	16
Bornita	0,27	0,26	0,40	0,15	0,18	0,16
Calcopirita	0,18	0,14	0,13	0,09	0,12	0,10
Calcosima	0,02	0,03	0,06	0,01	0,03	0,04
Covelina	0,00	0,00	0,01	0,00	0,00	0,00
Brochantita	0,00	0,00	0,00	0,06	0,00	0,00
Crisocola	0,00	0,03	0,06	0,03	0,5	0,08
Malaquita	0,11	0,12	0,14	0,06	0,09	0,14
Ley de CuT	0,59	0,56	0,71	0,37	0,47	0,52
Razón de Solubilidad	18,8	24,7	26,9	28,2	30,2	42,3
Rec de Cu (1,1 kg/t Ferrico)	37,0	37,2	45,9	39,1	44,9	53,9
Rec de Cu (2,2 kg/t Ferrico)	42,7	44,7	44,4	36,2	49,1	50,8

Una vez encontrados estos rangos de férrico en curado, se hicieron pruebas para comparar las recuperaciones con el aumento de ion férrico en riego, esto con la misma cantidad de ácido sulfúrico de 100 kg/t y solo para los compósitos sulfurados y mixtos sulfurados. La caracterización de los compósitos y resultados obtenidos en estas pruebas se presentan en la Tabla 12. A partir de estos resultados es posible confirmar que el aumento de la dosis de férrico en el curado desde 1,1 a 3,0 Kg/t, es más influyente sobre la recuperación de cobre, que el incremento de la concentración de Fe^{3+} en la solución de lixiviación agitada desde 7 a 16 g/L.

Por lo tanto, el férrico debe mantenerse solo en caso de mixto sulfurados y sulfuros en el curado. A pesar de que para los mixtos sulfurados no existe un gran aumento en la recuperación, es recomendable agregar ion férrico al tratamiento del tranque sur debido a que no es posible diferenciar estas zonas por si solas sino junto a mezclas de mixtos sulfurados y sulfuros.

Tabla 12. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre con diferentes dosificaciones de ion férrico en riego, para compósitos de sulfuros y mixtos sulfurados.

Especies Mineralógicas y Resultados Metalúrgicos	Resultados Compósitos Metalúrgicos GMT (%)							
	Sulfuros GMT-2				Mixtos Sulfurados GMT-12			
Dosis de Ferrico en curado (kg/t)	1,1	2,0	2,5	3,0	1,1	2,0	2,5	3,0
Bornita	0,26	0,26	0,26	0,26	0,18	0,18	0,18	0,18
Calcopirita	0,14	0,14	0,14	0,14	0,12	0,12	0,12	0,12
Calcosima	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03	0,03
Covelina	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Brochantita	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
Crisocola	0,03	0,03	0,03	0,03	0,5	0,5	0,5	0,5
Malaquita	0,12	0,12	0,12	0,12	0,09	0,09	0,09	0,09
Ley de CuT	0,56	0,56	0,56	0,56	0,47	0,47	0,47	0,47
Razón de Solubilidad	24,7	24,7	24,7	24,7	30,2	30,2	30,2	30,2
Rec de Cu (7 g/l de Ferrico en lixiviación)	37,21	-	45,79	-	44,87	-	44,70	-
Rec de Cu (12 g/l de Ferrico en lixiviación)	40,22	41,07	-	43,49	42,27	41,55	-	47,72
Rec de Cu (16 g/l de Ferrico en lixiviación)	40,98	40,79	-	-	39,14	42,48	-	-

3.3.3. Tiempo de reposo.

Para el caso de las pruebas realizadas con el objetivo de encontrar el tiempo óptimo de reposo, se utilizaron compósitos de sulfuros, mixtos sulfurados y mixtos oxidados, donde las dosificaciones utilizadas de ácido sulfúrico permanecieron constante a 100 kg/t de relave. En la Tabla 13 se observan los resultados, los cuales indican que el aumento desde 24 a 48 horas en el tiempo de reposo incrementa la recuperación de cobre en 3,2 y 4,8 puntos porcentuales para Mixtos Oxidados y Mixtos Sulfurados respectivamente, pese a este aumento en la recuperación, duplicar el tiempo de reposos requeriría un aumento de inventario y duplicaría el espacio a utilizar en esta etapa, por lo que se descarta las 48 horas de operación.

Por otro lado se aumentó el tiempo de lixiviación de 2 a 120 horas lo que permite incrementar la extracción de cobre en 15 puntos porcentuales, esta prueba se realizó sobre la muestra con mayor contenido de Bornita, para encontrar una diferencia significativa. Cabe destacar que la diferencia excesiva del tiempo de lixiviación no logra dimensionar lo que ocurriría en intervalos más acotados, a su vez se descarta como opción ya que una lixiviación agitada de 120 horas no haría factible el proceso.

Tabla 13. Caracterización de los compósitos y recuperación de cobre en lixiviación agitada con diferentes tiempos de reposo y de lixiviación para distintos compósitos.

Especies Mineralógicas y Resultados Metalúrgicos	Tiempo de Curado		Tiempo Agitación
	Mixtos Oxidado	Mixto Sulfurado	Sulfurado
	GMT-13	GMT-16	GMT-15
Bornita	0,11	0,16	0,40
Calcopirita	0,03	0,10	0,13
Calcosima	0,04	0,04	0,06
Covelina	0,01	0,00	0,01
Brochantita	0,00	0,00	0,00
Crisocola	0,06	0,08	0,06
Malaquita	0,11	0,14	0,14
Ley de CuT	0,44	0,52	0,71
Razón de Solubilidad	55,6	42,3	26,9
Rec de Cu (24 horas de reposo)	67,11	53,93	-
Rec de Cu (48 horas de reposo)	70,34	58,71	-
Rec de Cu (2 horas de lixiviación)	-	-	45,93
Rec de Cu (120 horas de lixiviación)	-	-	60,92

3.3.4. Cinética de lixiviación.

Para el caso de los óxidos y mixtos oxidados variar entre 0,5 y 2 horas la etapa de lixiviación agitada no implica una diferencia significativa en la recuperación de cobre, por otra parte para los sulfuros y mixtos sulfurados se tiene un aumento en la recuperación al lixiviar durante dos horas, y debido a que el recurso no está totalmente subdividido y existen zonas de mezclas mineralógicas se determina mantener el tiempo de lixiviado en 2 horas.

3.4. Pruebas de flotación realizadas a sondajes del tranque Sur.

En el año 2014 se realizaron pruebas de flotación al relave, con el propósito de ingresarlo a las líneas de la concentradora y así abastecer la escases de mineral de mina. Debido a que el tratamiento por esta vía no contaría de una inversión importante, se realizaron estudios de flotación rougher con las dosificaciones utilizadas en planta y se calcularon los costos de operación del relave a partir de los resultados metalúrgicos.

Para esto se realizó un estudio con una empresa contratista que tomo 25 sondajes en el sector sur del tranque, con una profundidad total de 370 metros utilizando una perforadora sónica y realizando las perforaciones en una malla de 50m x 50m. Posteriormente se le realizó una caracterización y rendimiento metalúrgico con 290 pruebas de flotación, realizadas en el laboratorio metalúrgico de El Soldado buscando así un D80 adecuado para el proceso de flotación.

Con los 25 sondajes, se crearon respectivos compósitos que fueron enumerados con respecto a la profundidad con brechas de 2,5 metros. Estas muestras fueron homogenizadas y distribuidas para su posterior análisis químico, con el cual se caracterizó la muestra en base a la cantidad de cobre soluble para así determinar su factor k.

Ya con las muestras identificadas se realizaron pruebas de flotación rougher con las dosificaciones y reactivos utilizados para la flotación de mineral en planta. A partir de estas pruebas se obtuvo un D80 promedio de 300 micrones, que corresponde al tamaño promedio que posee el tranque sur, para luego procesarlas por la reducción de tamaño en 3 diferentes tiempos de molienda, con lo cual se obtuvieron los siguientes tamaños promedios.

Tabla 14. Distribución de tamaño en función del tiempo de molienda para pruebas de Flotación Rougher.

Tiempo de molienda (min)	P80 (μm)
0	300
10	156
20	89
40	40

Luego de obtenido estos tamaños se procedió al análisis de la recuperación en función del D80, esto se realizó en una celda de 2500 cm³, con un acondicionamiento al minuto -1 del 60 % de las dosificaciones de reactivos utilizados, para luego agregar el 40% restante al minuto 7 de la prueba.

Tabla 15. Condiciones experimentales para las pruebas de flotación de sulfuros del tranque

Condiciones de Prueba		Dosificación de Reactivos	
Volumen Celda [mL]	2500	Xantato Amílico [g/t]	5
RPM	1200	AERO 3752 [g/t]	16
pH	10	P3 [g/t]	11
% Sólido	34	Espumante (mezcla) [g/t]	32
		NASH [g/t]	120

A continuación se muestran las recuperaciones promedio para diferentes D80, entregando una recuperación máxima de 47% del cobre total para un tamaño de 80 micrones. La adición de NaSH se justifica, por el hecho de que el tranque sur posee factores k superiores a 0,5 y se conoce que este reactivo ayuda a la recuperación de óxidos de cobre.

En Anexos Tabla 48 se tienen los resultados de flotación, donde se detalla la cantidad de cobre soluble, tiempo de molienda y tamaños en función de la recuperación.

Figura 6. Recuperación de cobre en flotación rougher en función del tamaño P80.

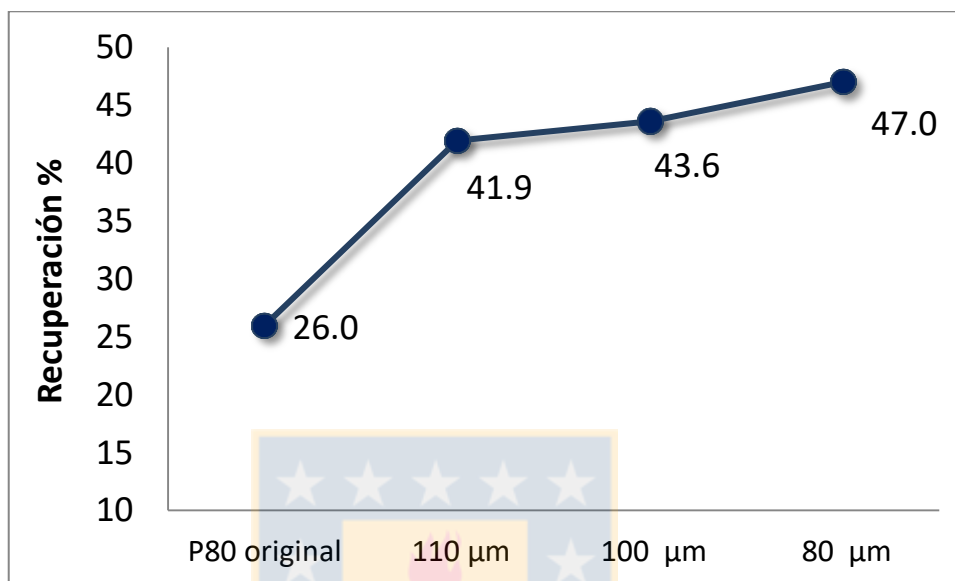


Figura 6 Recuperación de cobre en flotación rougher en función del tamaño P80.

4.0 Alternativas para el escalamiento a nivel comercial.

4.1. Estimación de leyes y mineralogía del relave.

Las alternativas a evaluar se propusieron en base a los resultados de los diversos estudios mostrados anteriormente. Se comenzara con subdividir el tranque a partir de la cantidad de cobre soluble en cada sector para así evaluar técnica y económicamente las siguientes alternativas:

- 1) Lixiviación agitada del tranque Norte
- 2) Extensión de la opción uno lixiviando la totalidad del tranque
- 3) Flotación del tranque Sur con una molienda previa en la planta concentradora
- 4) Flotación del tranque Sur sin una molienda previa en la planta concentradora

Primero se comenzara con analizar la mineralogía del relave para posteriormente a través de esos valores generar un escalamiento para un posible tratamiento.

El objetivo fue disponer de una estimación local de las leyes del tranque de relaves para determinar si existen zonas más ricas que otras. Además de generar un plan de extracción del tranque, tendiente a mejorar el flujo de caja del proyecto. Primeramente se hizo un catastro de los análisis mineralógicos anteriormente realizados al relave, para así tener una mejor aproximación de las leyes y distribución mineralógica del tranque.

Estas investigaciones comenzaron el año 1983 con una campaña de 11 sondajes a la totalidad del relave equivalentes a 150m, otorgando una ley media de 0,56% CuT. Posterior a esto el año 1999 se realizaron 7 calicatas con el fin de enviarlas a Novatec para la obtención de resultados metalúrgicos de lixiviación en botella, estas pruebas representan a la totalidad del relave con una ley media de 0,60% Cut. Posteriormente el año 2000 una campaña de 13 sondajes equivalentes a 180m, que entregaron leyes variables entre 0,49 y 0,52% Cut, el mismo año fueron entregados 3 compósitos a JRI para la obtención de información mineralógica y tipos de arcillas presentes, y con leyes promedios de 0,58% Cut para la totalidad del tranque.

En los años 2001, 2002 y 2003 se obtuvieron leyes promedios de 0,51% a partir de sondajes y calicatas, con los cuales se corrobora la ley media de cobre del tranque.

Por último el año 2014 se realizaron 25 sondajes con una perforadora sónica en una malla de 50m por 50m de la se obtuvo una ley media de 0,44% Cut para el tranque sur y 3,1 Mt explotables.

A partir de los sondajes mencionados anteriormente se tiene como principal aporte de cobre oxidado a la Malaquita con un 70%, por sobre la Crisocola con aproximadamente un 30% del recurso oxidado del tranque. Por otro lado los minerales de arcilla detectados en la totalidad del tranque corresponden a Caolinita, Montmorillonita, Illita y Clinocloro que varían hasta en un 26%, en las calicatas realizadas el año 2003 se encontró un promedio de 8% de calcita, y una humedad promedio del 15%.

La caracterización mineralógica se realizó a los 16 compósitos, sobre los cuales se realizarían posteriormente las pruebas metalúrgicas el año 2000.

A partir de los sondajes del año 2002, se realizó una zonificación del tranque total en función de la cantidad de cobre soluble, se observa claramente que en el sector norte es donde se concentra la mayor cantidad de óxidos de cobre llegando hasta 0,5% de cobre soluble. El segundo esquema realizado con los mismos sondajes, muestra la distribución de finos (-200#) en el tranque, concentrándose en el tranque norte.

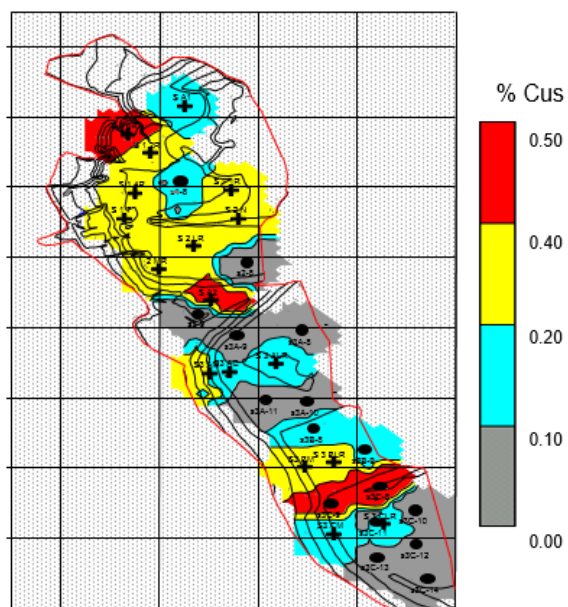


Figura 7 Razón de solubilidad del tranque en base a los sondajes año 2002.

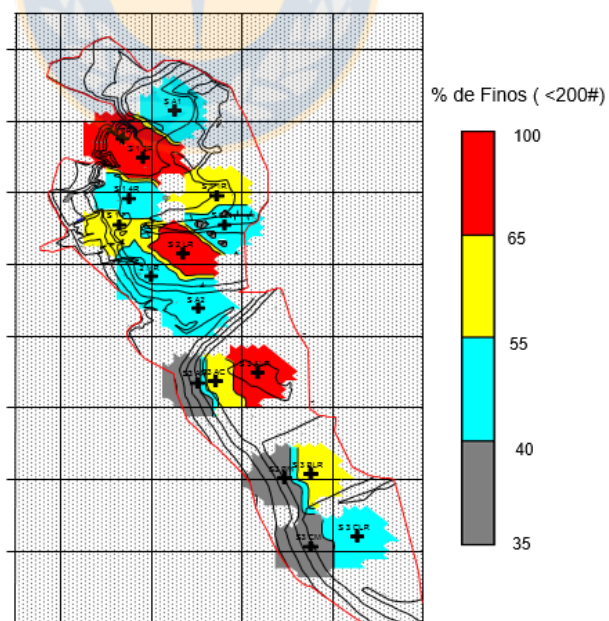


Figura 8 Distribución de tamaño en el tranque en base a los sondajes año 2002.

En la Tabla 16 se observa la zonación realizada a partir de la razón de solubilidad de los principales minerales de cobre y su abundancia, se puede observar que la mena principal de sulfuros proviene de la calcopirita y bornita, para el caso de los óxidos la crisocola y malaquita abarcan el mayor contenido de estos, cabe destacar que la malaquita posee mayor cinética de lixiviación que la crisocola

Tabla 16. Distribución de mineralogía a partir de la solubilidad del tranque en base a los estudios realizados el año 2002.

ESPECIE	SULFURO	MIXTO SULFURADO	MIXTO OXIDADO	ÓXIDO
Bornita	0,25	0,22	0,11	0,02
Calcopirita	0,13	0,10	0,03	0,04
Calcosina	0,02	0,03	0,04	0,01
Covelina	0,00	0,00	0,01	0,00
Brochantita	0,00	0,01	0,00	0,00
Crisocola	0,02	0,05	0,06	0,11
Malaquita	0,08	0,10	0,11	0,24
Ley CuT (%)	0,49	0,48	0,44	0,41
Razón de Sol (%)	17,64	32,87	55,6	85,2

La cantidad contenida de material en el relave fue obtenida a partir de diversos estudios realizados en años anteriores los cuales convergen en una totalidad de 9,1 millones de toneladas, los cuales se distribuyen con una cantidad de 5,2 millones de toneladas en el tranque norte y 3,9 millones de toneladas en el tranque sur, la siguiente tabla describe la distribución del tonelaje y las características de cada zonación.

Tabla 17. Características principales del relave en función de la zonificación en base a la razón de solubilidad.

Característica	Zona Norte (tranque 1 y 2)	Zona Sur (tranque 3)
Tonelaje [Mt]	5,2	3,9
Ley media CuT [%]	0,56	0,44
Razón de solubilidad media [%]	53	36
Mineralogía	Mixtos oxidados	Mixtos Sulfurados

4.2. Condiciones de diseño para el tratamiento a través de lixiviación agitada.

La lixiviación agitada se evalúa para el tratamiento del sector Norte y para la totalidad del tranque. A continuación se presenta una descripción detallada de cada una de las operaciones unitarias consideradas en el proyecto tratamiento de relaves antiguos El Cobre, desde el punto de vista del proceso, los equipos e instalaciones principales consideradas.

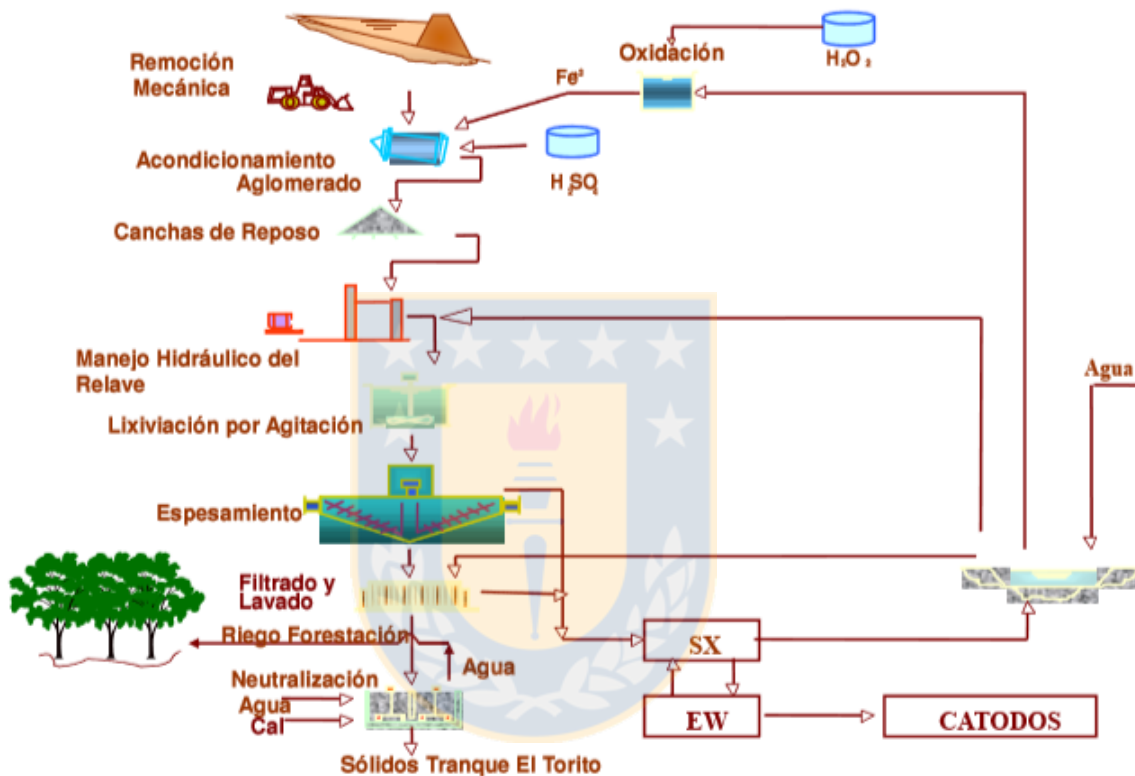


Figura 9 Flowsheet lixiviación agitada tranque de relave.

❖ Remoción de relaves

La remoción, limpieza y transporte de los relaves será a través de un contrato con terceros que contempla el uso de tractor, pala excavadora y cargadores frontales con precios adjuntados a la Tabla N° 20.

El contrato incluirá la remoción de la totalidad de los arboles con que se ha reforestado los tranques. El retiro de árboles se realizará excavando una “taza” en el sector de raíces, para luego extraer el árbol, dejando un mínimo de ellas en el terreno.

Para la remoción de los relaves, el tractor removerá la superficie mediante “ripeo” a una profundidad de 5 metros. La pala cargara a un sistema de parrilleo para remover raíces, ramas y cualquier otro cuerpo orgánico del relave. Luego el relave limpio será cargado en camiones tolva con capacidad de 29 toneladas, que trasladaran los relaves hasta la planta de tratamiento de relaves, a razón de 3000 t/día.

Para los 3 primeros metros de relaves depositados, que cubren 3 años de operación, se esperan humedades bajo el 10%, las que irán aumentando en las capas más profundas, Es decir, a medida que se retire la primera capa de relaves “secos”, se irán exponiendo las capas inferiores de relave, con contenidos de humedad mayores. Se espera que la presión negativa, por efecto de capilaridad, eleve el agua de impregnación hacia la zona descubierta donde ocurrirá nuevamente evaporación.

La operación de remoción de relaves deberá planificarse en capas de 3 metros, de manera de definir zonas de explotación, zonas de preparación y zonas de secado de relaves.

El manejo de aguas lluvias deberá ser mediante canalizaciones y/o conducciones. La especificación de detalle para la operación/cotización de remoción de relaves debe solicitar una adecuada conducción de las aguas lluvia. En el caso de la evaluación económica se utilizó el contrato existente con la empresa contratista de transportes.

❖ Acondicionamiento

Los relaves provenientes desde el tranque serán depositados en un acopio de 4500 toneladas. Un cargador frontal tomara los relaves del acopio y los trasladara hacia un chute que alimentara a una correa transportadora de 12 metros de largo, provista de un pesómetro, que descargara en el tambor de acondicionamiento, de 132 t/h de capacidad.

Para el acondicionamiento se agregará ácido sulfúrico concentrado y refino mediante lanzas al interior del tambor. El consumo de ácido será de 100 kg/t de relave, y el refino se aplicará a una razón de 200 kg/t, lo que aportará con 3 kg de ion férrico por tonelada de relave.

El ácido se almacenará en un estanque de 300 m³ de capacidad, que será llenado directamente desde camiones y suministrará el ácido mediante bobas peristálticas al tambor de aglomeración y a los reactores de lixiviación.

El refino, proveniente de la planta SX, será acumulado en una piscina de 3750 m³ de capacidad, y desde ahí será bombeado a los puntos de consumo. El refino para acondicionamiento de los relaves será tratado previamente con peróxido de hidrogeno, de modo tal que la solución deberá contener 3 kg de férrico por tonelada de relave.

El tambor acondicionador descargará sobre una correa transportadora de 36 metros de largo, que a su vez alimentará aun correa tipo “plow” de 97 metros de largo, que distribuirá el relave acondicionado en seis conos de 750 toneladas de capacidad cada uno, para cumplir un tiempo de reposo de 24 horas.

Cada cono descansara sobre una plataforma de hormigón con recubrimiento impermeable (HDPE) y con pendiente hacia una canaleta perimetral que descargara en un cajón de alimentación de bombas de traspaso.

Cumplido el tiempo de reposo en cada acopio, se recuperará el relave mediante pitoneo con refino bombeado de la piscina previamente mencionada. Para esta tarea se contará con tres pitones de capacidad igual a 0,75 m³/min, ubicándose uno a cada lado del acopio a recuperar, permaneciendo el tercero de reserva. Los pitones serán móviles, para desplazarse a lo largo de la plataforma de acopios de reposo.

El relave repulpeado, con 50% de sólidos, será conducido por una canaleta que recorrerá toda la longitud de la plataforma, hacia un cajón equipado con dos bombas centrífugas horizontales de 6x16" y 75 HP (una operando y una de reserva), que impulsaran el relave acondicionado a la etapa de lixiviación.

❖ Lixiviación

La lixiviación por agitación se realizará en cuatro estanques agitados en serie, de 100 m³ cada uno, que entregaran un tiempo de residencia de 2 horas.

El relave repulpeado proveniente de los acopios de reposo alimentará un cajón que conducirá la pulpa hacia el primer estanque de lixiviación. Una canaleta instalada sobre el borde superior transferirá la pulpa desde un estanque hacia el siguiente. Cada estanque estará provisto de un cajón equipado con válvulas tipo cuchillo para permitir su bypass en caso de mantenimiento.

Durante la lixiviación se agregará ácido para mantener el pH en 1,5. El ácido será dosificado desde el estanque de almacenamiento, de 300 m³, a través de una bomba peristáltica de 2 ½ pulgadas.

❖ Separación sólido/liquido

Desde el ultimo estanque de lixiviación, la pulpa será transferida hacia un sistema de dos espesadores operando en CCD: Espesador N°1 de 20 pies de diámetro y Espesador N°2 de 13 pies de diámetro.

La pulpa lixiviada será bombeada hacia el cajón de alimentación del espesador N°1, cajón que recibirá también el rebose del espesador N°2. En el cajón de alimentación del espesador N°2 también será recibido el filtrado del filtro de banda.

Mientras la pulpa avanza desde el espesador N°1 hacia el espesador N°2, el agua de lavado avanza en contracorriente, disminuyendo la concentración de cobre en el rebose de los espesadores.

Se agregará floculante a razón de 60 g/t en el espesador N°1, y 10 g/t en el espesador N°2. Para esto se contará con una unidad de preparación de floculante, con dilución en línea.

Para este caso el proyecto relaves operara en forma independiente, sin integrarse a otros proyectos de lixiviación de óxidos en EL Soldado, su PLS alimentara directamente a la planta SX existente, lo que hace necesaria la incorporación de un clarificador de 15m de diámetro al circuito de separación solido/liquido. En este caso, el rebose del espesador N°1, PLS de la lixiviación de relaves, alimentara al clarificador. El rebose del clarificador será transferido hacia la piscina de PLS de la planta de tratamiento de relaves, y luego a la planta SX.

El filtro de banda con área de filtrado de 120 m², será alimentado con la pulpa de 65% de solidos desde la descarga del espesador N°2 del circuito CCD. En el filtro de banda se filtrará y lavara el queque que poseerá alrededor de 20% de humedad y se obtendrá una solución de filtrado que alimentara el circuito de decantación en contracorriente. Para el lavado del queque se utilizará refino diluido, el filtro se aplicará una razón de floculante de 60 g/t.

❖ **Disposición de residuos**

El tratamiento del relave a través de la lixiviación agitada genera dos residuos principales: relaves lixiviados y refinos de descarte. Los relaves lixiviados, o queque del filtro, serán conducidos mediante una correa de 10 metros de largo hasta un estanque agitado de 10 m³ de capacidad, donde se mezclará con el refino de descarte del proceso y se adicionará agua para permitir su transporte hidráulico a 55% de sólidos. Los residuos serán conducidos en forma gravitacional hasta el cajón de relaves de la planta de Flotación, desde donde serán transportados en forma conjunta hacia el tranque El Torito para así amortiguar el pH de la solución de descarte, esto considerando que los efluentes de la planta de lixiviación de relaves, al mezclarse con los relaves del concentrador, alcanzan un pH 6,0 compatible con la

norma de agua de riego, el proyecto no considera inversiones para neutralización. De ser necesario, en el concentrador deberá adicionarse cal al agua recirculada desde el tranque El Torito, para alcanzar el pH 8.0 requerido para el proceso de flotación. El costo de operación que implique el aumentar los consumos de cal para alcanzar el pH requerido por el concentrador será atribuible al proyecto lixiviación de relaves. Se estima un consumo máximo eventual de 8,3 kg Cal/t de relave.

4.2.1. Resumen de especificaciones técnicas y de proceso por sección para el tratamiento del relave por lixiviación agitada

❖ Remoción mecánica

- Programa de operación: 330 días/año, 10 horas/día
- Tonelaje diario: 3106 t/d
- Equipos a utilizar: Equipos de movimiento de tierra, parrilla, correa.
- Método de explotación: Por capas de 5 m

❖ Acondicionamiento y reposo

- Programa de operación: 330 días/año, 24 horas/día
- Tonelaje diario: 3196 t/d
- Equipos a utilizar: Tambor rotatorio y correas transportadoras
- Tiempo de residencia: 50 s
- Humedad relave acondicionado: 25%
- Dosificación de reactivos:
 - Ácido sulfúrico: 100kg/t relave para el tranque Norte
 - Ácido sulfúrico: 80kg/t relave para el tranque Sur
 - Ion Férrico en refino: 3,0 kg/t relave para el tranque Sur
 - Peróxido de hidrogeno: 0,72 kg/t relave para el tranque Sur

❖ Reposo y repulpeo de relaves acondicionados

- Programa de operación: 330 días/año, 24 horas/día
- Tiempo de reposo: 24 horas
- Numero de pilas: 6, de 750 t c/u
- Fluido para repulpeo: refinado de SX
- Cp relave repulpeado: 50%

❖ Lixiviación

- Programa de operación: 330 días/año, 24 horas/día.
- Equipos a utilizar: estanques con agitación forzada y bombas.
- Porcentaje de sólidos: 50%
- Numero de estanques: 4
- Tiempo de residencia: 2 horas
- Adición de ácido: para ajuste a pH a 1,5

❖ Espesamiento y filtrado

- Programa de operación: 330 días/año, 24 horas/día.
- Circuito: 2 espesadores en serie + 1 filtro en CCD
- % sólidos en descarga: 55-65%
- Tasa de filtrado: 1300 kg/h/m²
- Humedad queque filtro: 20-22%
- Razón de lavado: 0,4 m³/t
- Eficiencia de lavado: 95%
- Solución de lavado: Refinado diluido o solución de ácido sulfúrico.

❖ SX/EW

- Programa de operación: 330 días/año, 24 horas/día.
- Equipos a utilizar: planta SX/EW existente El Soldado
- Capacidad planta SX: 125 m³/h
- Soluciones a SX: Máximo 30 ppm de sólidos según operaciones.
- Eficiencia de extracción: 95%

❖ **Manejo de reactivos**

❖ **Ácido Sulfúrico**

- Objetivo: Acondicionamiento y lixiviación
- Consumo: 100 kg/t relave
- Suministro: Desde estanque alimentado por camiones con capacidad para un día de operación

❖ **Peróxido de Hidrogeno**

- Objetivo: Producir la oxidación del ion ferroso contenido en el refino a ion férrico.
- Consumo: 0,72 kg/t relave.
- Suministro: Desde estanque de acero inoxidable.



4.2.2 Opciones de operación para la lixiviación agitada

A continuación se explican las dos opciones de tratamiento a través de lixiviación agitada, donde las dos operaran de forma similar a lo descrito anteriormente.

a) Lixiviación del tranque norte

Debido a las diferencias de solubilidad existente en el tranque se propone lixiviar por sectores, esto quiere decir utilizar el proceso de lixiviación agitada para la parte norte del tranque, el cual posee mayor contenido de óxidos de cobre. Para esto se utilizaran los resultados de las pruebas desarrolladas anteriormente, lo cual indica que para los óxidos y mixtos oxidados de cobre en general se requiere una dosis de 100 kg/t de ácido sulfúrico, sin presencia del agente oxidante, omitiendo la adición de peróxido de hidrogeno en este proceso. El tranque norte que posee más de 6 millones de toneladas tendría una operatividad de 6 años y según los resultados metalúrgicos anteriores tendría una recuperación del 72% con lixiviación agitada.

b) Extensión de la opción anterior para la lixiviación de la totalidad del tranque

Para el caso del tratamiento total del tranque se extenderá la primera opción a 3 años más, tratando 3,3 millones de toneladas restantes provenientes del tranque de relave Sur, esto debido a que la inversión ya estaría realizada. El cobre soluble presente en el tranque sur es menor al que contiene el tranque norte por lo que tendrán diferentes dosificaciones de reactivos. Por otro lado las recuperaciones difieren ya que son proporcionales a la solubilidad del tranque.

4.3. Flotación del tranque sur.

Otra opción de tratamiento es la flotación directa del relave, para el sector con mayor cantidad de sulfuros de cobre, como es el caso del tranque sur. Esto teniendo en cuenta los estudios realizados el año 2014 que tenían como objetivo el procesamiento del relave antiguo en la planta concentradora El Soldado durante el año 2015, debido a la escasez de mineral.

4.3.1. Descripción general del proyecto de flotación del tranque Sur.

El proyecto consiste en la recuperación de cobre contenido en aproximadamente 5 millones de toneladas de relaves antiguos depositados en el área de El Soldado, específicamente en el tranque el Cobre N°3. La recuperación de cobre se realizará por medio de un proceso de molienda y flotación utilizando las instalaciones actuales de la planta concentradora de El Soldado, con el fin de utilizar la capacidad ociosa de sus equipos debido al déficit de mineral para el año 2019. De los 5 millones de toneladas de relaves presentes en el tranque N°3 se procesarán por la planta concentradora alrededor de 2 millones de toneladas debido a que cumplen las condiciones químicas y físicas para los procesos de molienda y flotación, mientras que los 3 millones de toneladas remanentes serán transportada en camiones al tranque N°4 para su deposición final. La etapa de cierre del proyecto considera la extracción total o suficiente para que el área ocupada por el tranque N°3 que posee aproximadamente 22 hectáreas, pueda ser utilizada para reforestación y su superficie se incorpore en el plan de reforestación de El Soldado.

En la Figura 8 se presentan los sectores e instalaciones que involucra el proyecto, donde:

- 1) Lugar donde se realizará la etapa de limpieza del relave para remover restos de ramas, vegetales o cuerpos extraños. Este punto se encontrará en el extremo norte del tranque N°3.
- 2) Cuba final en donde se preparará la pulpa que será bombeada a la planta concentradora.
- 3) Actual sector de la planta concentradora donde se encuentran los equipos que realizarán la molienda del relave; Sección 3, 4 y molino 2000 de la molienda convencional.
- 4) Actual sector de la planta concentradora donde se encuentra la planta de flotación de arenas.
- 5) Tranque n°4, lugar donde se dispondrán los relaves que no son enviados a proceso.



Figura 10 Secciones e instalaciones que contempla la flotación del tranque sur.

4.3.2. Descripción del proceso

Remoción, limpieza y transporte de relaves

El proyecto considera inicialmente una etapa de remoción de la capa superior del tranque “ripeo” para extraer la vegetación y orgánicos existente. Para esto se utilizará un cargador frontal que dispondrá estos residuos en el sector sur del tranque o en el lugar de mayor conveniencia.

Se debe abordar las posibilidades de uso y disposición de los residuos vegetales y forestales. Luego de la remoción superficial del tranque se iniciará la extracción secuencial de norte a sur utilizando un cargador frontal que enviará los relaves al proceso de limpieza de restos de ramas, raíces o cualquier cuerpo extraño que aún permanezca en los relaves, esto se realizará por medio de harneros vibratorios y un tambor giratorio tipo trommel. El proceso de extracción considera remover y enviar a proceso principalmente el sector del muro del tranque, cuya granulometría es apta para el proceso de flotación.

Paralelamente será removido el sector de las lamas del tranque, cuidando en mantener siempre una revancha mínima de 3 metros entre el muro y las lamas. Las lamas serán cargadas en camiones mineros de 150 toneladas y enviadas a disposición final en el tranque N°4. Se debe estudiar el punto y la estrategia de incorporar estos relaves al tranque N°4, considerando el proceso de cierre del tranque y los espacios disponibles que no han sido utilizados con ripios.

- Tolva receptora de relave
- Correa transportadora a harneros vibratorios
- Harneros vibratorios
- Tambor giratorio de limpieza (Trommel)

Luego de la etapa de limpieza se preparará una pulpa mediante la adición de agua en una cuba intermedia la que bombeará los relaves a una cuba final. La cuba final cumple la función de almacenar una mayor cantidad de pulpa para asegurar un flujo constante de relaves hacia la planta los que serán bombeados y conducidos a la planta concentradora por medio de una tubería de HDPE.

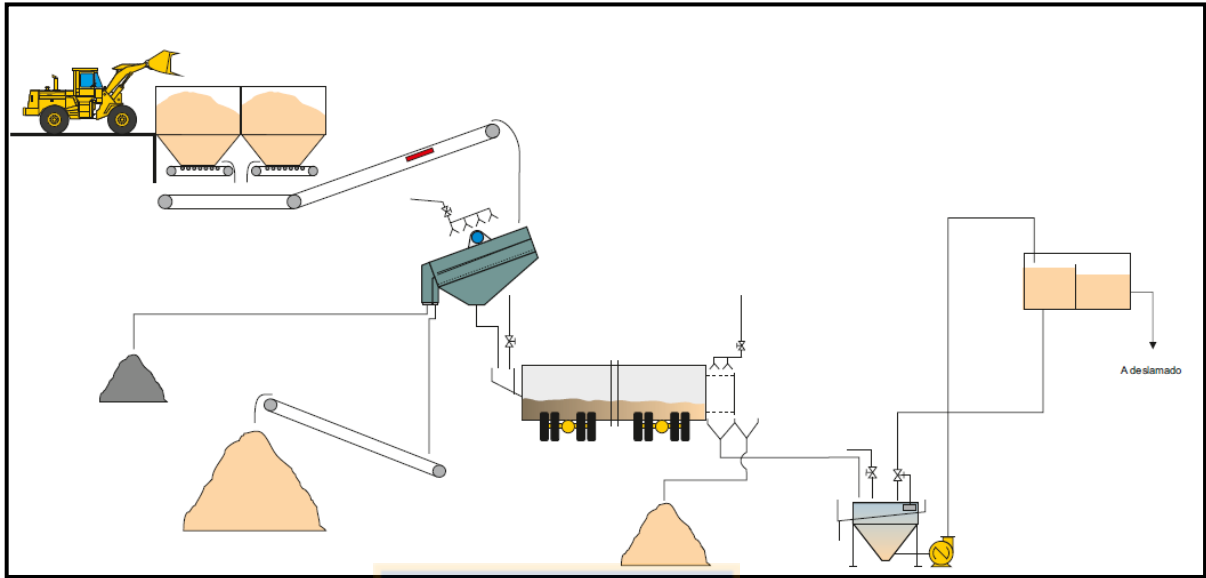


Figura 11 Esquema del proceso de limpieza de relaves, generación de pulpa y bombeo a planta concentradora.

Los relaves bombeados desde la cuba final serán procesados en la planta concentradora de El Soldado con los mismos equipos actuales, específicamente el proceso contempla utilizar la sección 3, 4 y molino 2000 de la molienda convencional y la planta de flotación de arenas. En la etapa de molienda se debe reducir el tamaño de partícula desde un D80 promedio de 250 micrones a un D80 de 80 micrones, esto con los resultados mostrados anteriormente, lo cual promete una recuperación promedio de 47%. El proceso de flotación considera el uso de los reactivos utilizados en el año 2015, con lo cual para un presunto tratamiento se tendrían que volver a realizar pruebas con los reactivos que se utilicen en ese entonces. Considerando que las pruebas con mejor resultado se obtuvieron con la utilización de 120 g/t de reactivo NASH. El esquema del proceso de molienda y flotación se presenta en la Figura N°12.

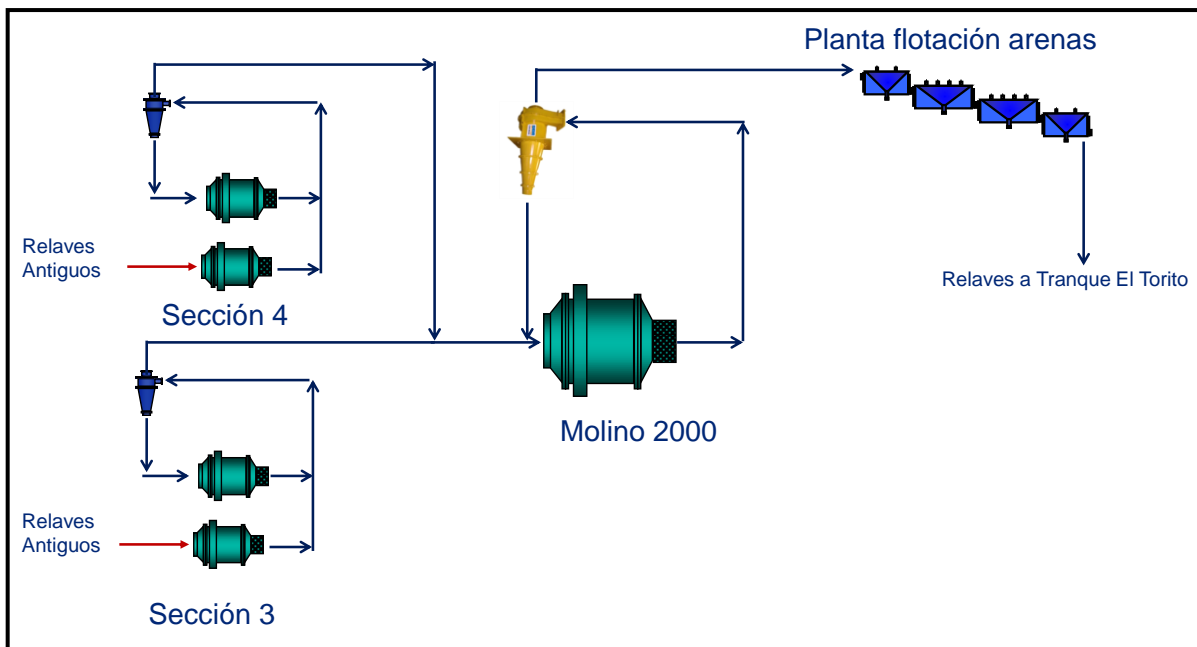


Figura 12 Esquema proceso molienda y flotación de relaves antiguos en sección 3 y 4 de planta concentradora El Soldado.

4.3.3. Flotación de relave sin molienda

Otra opción presentada fue la idea de flotar el tranque sur con el tamaño que ya posee, sin la necesidad de pasar por la etapa de conminación. Esto agregaría tonelaje a los circuitos de flotación que no están en su capacidad máxima según el Budget anual de El Soldado. A partir de las pruebas de flotación realizadas se obtiene una recuperación del 26% con el tamaño que ya posee el tranque. La adición de relave sería a una tasa de 120 t/h con ley promedio de 0,5%, que serían adicionadas en la cuba de alimentación a la sección Rougher, lo cual son 3 filas en paralelo.

El procesamiento del relave entregaría 1,3kt de cobre fino anual, sin requerir una verdadera inversión, ya que el único costo estará dado por el traslado del relave hacia la cuba de alimentación.

En la siguiente figura se observa la configuración de las celdas Rougher que se disponen para el tratamiento a través de esta opción, además a partir del Budget se obtuvo un aumento de 1,87 puntos porcentuales en la recuperación práctica.

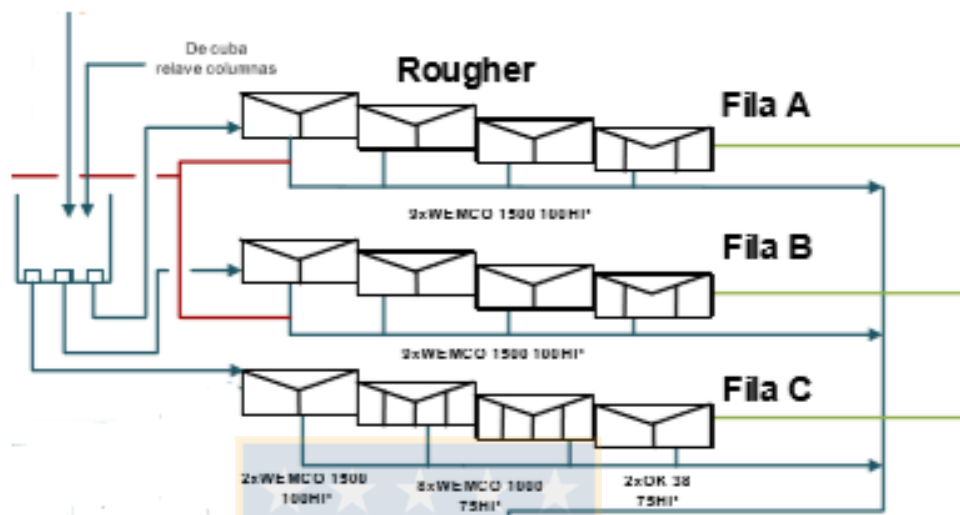


Figura 13 Configuración flotación Rougher para procesar tranque antiguo sin molienda

5.0. Evaluación e indicadores económicos.

5.1. Costos de Inversión

Debido a que la opción de flotar el relave a través de la actual planta concentradora no requiere una inversión inicial en equipos, solamente al proceso de lixiviación agitada se le realizará un análisis económico de inversión. La remoción y transporte del relave se consideró será asignada a una empresa contratista, tanto para la opción de lixiviación agitada como a la de flotación

5.1.1. Lixiviación Agitada

En esta etapa se considerarán los equipos estudiados en el año 1998 por compañía minera Disputada de Las Condes, donde se encuentra la descripción detallada de cada equipo a utilizar en el proyecto lixiviación agitada de relaves antiguos. Estos valores fueron actualizados con los índices de valor actuales.

En la Tabla 18 se indican los principales equipos e inversiones a realizar para ejecutar el proyecto.

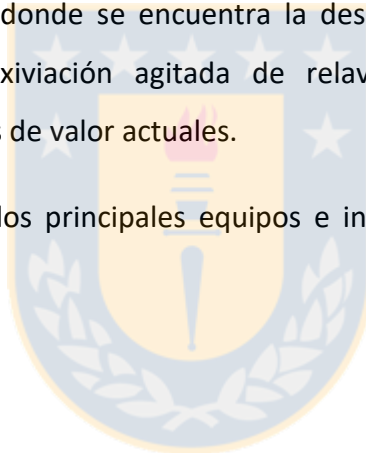


Tabla 18. Costos de inversión para el tratamiento por lixiviación agitada.

Descripción	Costos año 1998	Costos año 2017
Remocion Mecánica	\$ 475,711	\$ 693,109
Obras Civiles	\$ 216,480	\$ 315,411
Plataforma Acopio	\$ 52,387	\$ 76,328
Plataforma Estanques	\$ 65,777	\$ 95,837
Mecánica	\$ 135,116	\$ 196,863
Electricidad	\$ 2,705	\$ 3,941
Instrumentación	\$ 1,623	\$ 2,365
Piping	\$ 1,623	\$ 2,365
Acondicionamiento y Curado	\$ 1,211,666	\$ 1,765,393
Obras Civiles	\$ 228,839	\$ 333,418
Plataforma Aglomeradora	\$ 60,062	\$ 87,510
Mecánica	\$ 832,530	\$ 1,212,993
Electricidad	\$ 34,706	\$ 50,567
Instrumentación	\$ 20,823	\$ 30,339
Piping	\$ 34,706	\$ 30,339
Lixiviacion por Agitacion	\$ 551,331	\$ 803,287
Mecánica	\$ 494,306	\$ 720,202
Electricidad	\$ 23,481	\$ 34,212
Instrumentación	\$ 10,063	\$ 14,662
Piping	\$ 23,481	\$ 34,212
Separador Sólido Líquido	\$ 3,211,092	\$ 4,678,549
Obras Civiles	\$ 149,598	\$ 217,964
Plataforma Espesadores	\$ 280,001	\$ 407,960
Estanque Repulpeo	\$ 29,959	\$ 43,650
Mecánica	\$ 2,400,194	\$ 3,497,073
Electricidad	\$ 115,113	\$ 167,719
Instrumentación	\$ 70,868	\$ 103,254
Piping	\$ 165,359	\$ 240,927
Distribución de Refino	\$ 388,649	\$ 566,260
Obras Civiles	\$ 246,521	\$ 359,180
Plataforma Camión	\$ 860	\$ 1,253
Línea de Agua	\$ 19,405	\$ 28,273
Mecánica	\$ 109,601	\$ 159,688
Electricidad	\$ 3,406	\$ 4,963
Instrumentación	\$ 2,044	\$ 2,978
Piping	\$ 6,812	\$ 9,925
Equipos Electricos	\$ 234,596	\$ 341,805
General	\$ 65,045	\$ 94,770
Total [USD]	\$ 6,138,090	\$ 8,943,173

5.2. Costos de operación

A continuación se detallaran los costos operacionales del tratamiento del relave para cada opción definida anteriormente. En primer lugar se analizaran los costos de la lixiviación agitada ya sea lixiviando el tranque Norte o la totalidad de este. Para posteriormente analizar los costos operacionales de la flotación Rougher a través de la planta concentradora.

5.2.1 Lixiviación agitada.

a) Costos de operación lixiviación agitada comunes para tratamiento tranque norte y totalidad del tranque.

Considerando que se requieren 4 camiones por turno y la distancia desde el tranque hacia el punto de acopio de la planta de óxidos está a 3 km de distancia y utilizando los contratos actuales de transporte se tienen los siguientes resultados:

Tabla 19. Condiciones de transporte desde tranque a planta concentradora con un tratamiento de 1.1Mt por año.

Costos de transporte Lixiviación	
Datos	
Densidad [t/m³]	1.6
Tonelaje camión [m³]	18
Toneladas por día	3333
Ton/Camión	28.8
Cantidad [t]	1100000
Viajes diarios	116
Distancia [Km]	3
Tiempo de transporte[min]	19
Viajes diarios	32
Tonelaje diario	909
Camiones	4

Tabla 20. Costos de transporte contratista para el traslado del relave para un tratamiento de 1,1 Mt año.

	Jornada	Cantidad requerida	Valor [\$/Mes]	Total
Excavadora	4X4 TA	2	\$ 14,562,226	\$ 29,124,452
Cargador frontal	4X4 TA/TB	2	\$ 29,646,160	\$ 59,292,320
Camión tolva 18 m ³	4X4 TA	4	\$ 14,949,329	\$ 59,797,316
Camión tolva 18 m ³	4X4 TB	7	\$ 8,474,664	\$ 59,322,648
				\$ 207,536,736
USD				\$ 319,287
Costo total [MUSD/año]				3.83

A continuación se detallan los precios de los insumos a utilizar en la lixiviación agitada. Cabe destacar que el precio del Ácido sulfúrico y del cobre fue obtenido con fuente en Cochilco, lo cual proyecta el precio promedio de mercado para el 2019.

Tabla 21. Precio del cobre e insumos para el tratamiento vía lixiviación agitada [12].

Costos insumos	
Ácido sulfúrico [US\$/t]	50
Peróxido [US\$/kg]	0,5
Cal [US\$/kg]	0,19
Floculante [US\$/kg]	4,2
Agua industrial [US\$/m ³]	0,02
Precio del cobre (US\$/lb)	3,11

b) Costos operacionales lixiviación agitada del tranque Norte.

Tratamiento del tranque Norte con mayor contenido de óxidos de cobre y una cantidad de 6.6 millones de toneladas, posee distintos costos operacionales debido a que se excluyen ciertos insumos y a su vez aumenta el consumo de Ácido Sulfúrico.

Condiciones del proceso para el tratamiento del tranque Norte, considerando los costos de inversión y precios de insumos anteriormente mencionados. En la Tabla 23 se tiene el detalle de los costos de operación del tratamiento del tranque norte vía lixiviación agitada, otorgando un costo de 167 (cb\$/lb) de cobre.

Tabla 22. Condiciones para el tratamiento del tranque norte en base a pruebas piloto.

Tranque norte óxidos 6.6 Mt en 6 años	
Ley de Cabeza CuT (%)	0,55
Recuperación Metalúrgica Lixiviación (%)	72
Recuperación Global (%)	93
Tratamiento (t/año)	1.100.000
Producción fino (t)	4.051
Producción fino (lbs)	8.931.821

Tabla 23. Costos operacionales en el tratamiento del tranque norte.

Lixiviación	Cantidad	US\$/año	US\$/t	cUS\$/lb
Transporte (t)	1100000			
Costo transporte (usd/t)	3.48	3,831,447	3.48	42.9
Insumos				
Ácido Sulfúrico (Kg/t)	100			
Costo de Transporte Acido (US\$/TM)	50	5,500,000	5.00	61.6
Oxidante H2O2 (Kg/t)	0			
Costo Oxidante (US\$/Kg) 50% p/p, d=1.2 Kg/l	0.50			
Cal (kg/t)	8.30			
Costo Cal (US\$/Kg)	0.19	1,734,700	1.58	19.4
Floculante (Kg/t)	0.09			
Costo Floculante (US\$/Kg)	4.2	415,800	0.38	4.7
Agua Industrial (m ³ /t)	0.8			
Costo Agua Industrial (US\$/m ³)	0.02	17,600	0.02	0.2
Energía (Kwh/t)	5557			
Costo Energía (US\$/Kwh)	0.1	611,270	0.56	6.8
Mantenimiento y Rptos.(5% Inversión Equipos E y M)	5			
Inversión (US\$)	9000000	450,000	0.41	5.0
Servicios de Terceros (US\$/t)	0.5	550,000	0.50	6.2
TOTAL LIXIVIACIÓN		13,110,817	11.92	146.8
EXTRACCION POR SOLVENTES		50,600		4.6
ELECTROWINNING		101,200		9.2
INCL. MANEJO CATODOS				
TOTAL SX-EW		151,800	0.14	13.8
MANO DE OBRA				
SUPERVISIÓN	1	60,000		0.7
OAS Incl. Reemplazos	21.3	500,550		5.6
TOTAL MANO DE OBRA		560,550	0.51	6.3
TOTAL				166.9

c) Costos operacionales lixiviación agitada del tranque Sur.

Para el caso del procesamiento de la totalidad del tranque se analizaran los costos de operación del tranque Sur para luego sumarlos con los del tranque Norte. Debido a la mayor presencia de sulfuros de cobre requiere diferentes dosificaciones de reactivos los cuales ejercerán un cambio en los costos operacionales y a su vez una disminución en la Recuperación Metalúrgica que disminuyen los ingresos. En la Tabla 24 se observan las condiciones para el tratamiento en base a los resultados de las pruebas pilotos descritas anteriormente.

Tabla 24. Condiciones para el tratamiento del tranque sur en base a pruebas piloto.

Tranque sur sulfuros 3.3Mt en 3 años	
Ley de Cabeza CuT (%)	0,44
Recuperación Metalúrgica Lixiviación (%)	52
Recuperación Global (%)	93
Tratamiento (t/año)	1.100.000
Producción fino (t)	2.341
Producción fino (lbs)	5.160.608

Detalle del costo de operación en la Tabla 25, el cual asciende a 265 (cb\$/lb) para el tratamiento del tranque sur, teniendo presente que este sector es el que posee menor razón de solubilidad.

Tabla 25. Costos operacionales en el tratamiento del tranque sur.

Lixiviación	Cantidad	US\$/año	US\$/t	cUS\$/lb
Transporte (t)	1100000			
Costo transporte (usd/t)	3.48	3,831,447	3.48	74.2
Insumos				
Ácido Sulfúrico (Kg/t)	80			
Costo de Transporte Acido (US\$/TM)	50	4,400,000	4.00	85.3
Oxidante H2O2 (Kg/t)	0.72			
Costo Oxidante (US\$/Kg) 50% p/p, d=1.2 Kg/l	0.50	396,000	0.36	7.7
Cal (kg/t)	8.30			
Costo Cal (US\$/Kg)	0.19	1,734,700	1.58	33.6
Floculante (Kg/t)	0.09			
Costo Floculante (US\$/Kg)	4.2	415,800	0.38	8.1
Agua Industrial (m ³ /t)	0.8			
Costo Agua Industrial (US\$/m ³)	0.02	17,600	0.02	0.3
Energía (Kwh/t)	5557			
Costo Energía (US\$/Kwh)	0.1	611,270	0.56	11.8
Mantenimiento y Rptos.(5% Inversión Equipos E y M)	5			
Inversión (US\$)	9000000	450,000	0.41	8.7
Servicios de Terceros (US\$/t)	0.5	550,000	0.50	10.7
TOTAL LIXIVIACIÓN		12,406,817	11.28	240.4
EXTRACCION POR SOLVENTES		50,600		4.6
ELECTROWINNING		101,200		9.2
INCL. MANEJO CATODOS				
TOTAL SX-EW		151,800	0.14	13.8
MANO DE OBRA				
SUPERVISIÓN	1	60,000		1.2
OAS Incl. Reemplazos	21.3	500,550		9.7
TOTAL MANO DE OBRA		560,550	0.51	10.9
TOTAL				265.1

5.2.2 Tratamiento por Flotación.

a) Costos operacionales Flotación Rougher tranque Sur.

Comenzando con la descripción de la remoción y transporte del relave hacia el sector donde se realizará la limpieza de la alimentación para luego trasladarlo hacia el acopio y preparación de mezcla. Para esto se calculó la distancia desde el tranque hacia la planta, fijando primeramente el tonelaje anual a transportar. Estos valores fueron obtenidos a partir de los contratos actuales de transporte para la obtención de costos que describe la Tabla 26 en función de las siguientes condiciones.

Tabla 26. Condiciones de transporte desde el tranque a la zona de acopio para el tratamiento por lixiviación agitada según contrato actual de transporte El Soldado.

Costos de transporte flotacion	
Datos	
Densidad [t/m³]	1.6
Tonelaje camión [m³]	18
Toneladas por día	6424
Ton/Camión	28.8
Cantidad [t]	2120000
Viajes diarios	223
Distancia [Km]	2
Tiempo de transporte[min]	16
Viajes diarios	37.5
Tonelaje diario	1080
Camiones	6

En la Tabla 27 se observan los costos unitarios de transporte y carguío considerando el contrato actual de transporte El Soldado. Con estos costos unitarios por mes, es posible obtener un costo operacional en función del tonelaje transportado, el cual asciende a 5,17 MUSD por año.

Tabla 27. Condiciones de contrato para el transporte y carguío del relave obteniendo el OPEX de transporte.

	Jornada	Cantidad requerida	Valor [\$/Mes]	Total
Excavadora	4X4 TA	2	\$ 14,562,226	\$ 29,124,452
Cargador frontal	4X4 TA/TB	2	\$ 29,646,160	\$ 59,292,320
Camión tolva 18m³	4X4 TA	6	\$ 14,949,329	\$ 89,695,974
Camión tolva 18m³	4X4 TB	12	\$ 8,474,664	\$ 101,695,968
				\$ 279,808,714
			USD	\$ 430,475
			Costo total [MUSD/año]	5.17

Este tratamiento fue obtenido a partir de la capacidad de los molinos de la sección 3, 4 y 2000, que serán utilizados para el procesamiento del relave en la planta concentradora. Para la obtención de la capacidad se utilizó el índice de trabajo del tranque y el tiempo histórico de operación de los molinos para acotar más el tratamiento real de la operación.

En la siguiente tabla se observan los resultados de tratamiento y la producción de concentrador anual en función de la ley de corte del concentrado, para luego dar paso a los costos de operación de esta misma sección.

Tabla 28. Condiciones de tratamiento y producción en planta de arena con una recuperación del 47% y una ley de concentrado de 20%.

Condiciones de tratamiento		
Sección 3	t/h	82
Sección 4	t/h	82
Molino 2000	t/h	140
Total	t/h	304
O.Time	%	82
Tratamiento	t/año	2.120.000
Ley h	%	0,5
Recuperación	%	47
Producción	t	4.982
Ley concentrado	%	20
Producción de concentrado	t	24.910

Junto con esto se describe en la tabla número 32 los costos de operación de la sección 3, 4 y molino 2000 para el caso de la reducción de tamaño, en esta se puede observar los costos de energía y repuestos para el caso de las celdas de flotación de la planta de arenas, esto en función de la capacidad de tratamiento de estas secciones.

Tabla 29. Costos operacionales en la flotación de sulfuros con el tratamiento de 2,1 Mt por año en la sección 3, 4 y molino 2000 a través de la planta de arenas de El Soldado.

Flotación	kwh	us\$/kwh	gr/t	us\$/kg	us\$
Energía	15.699.376	0,100			1.569.938
Aceros			60	0,87	110.664
Repuestos				0,50	1.060.000
Serv. Contratados				0,50	1.060.000
Espumante			25	3,5	185.500
Colector			25	3,0	159.000
NaSH			120	1,5	381.600
				Subtotal	4.526.702

Molienda		Molienda 3	Molienda 4	Molino 2000	us\$/kwh	us\$/kg	us\$
Energía	kwh	7.489.500	7.489.500	11.684.088	0,100		2.666.309
Aceros	gr/t	425	425	200		0,87	645.540
Repuestos	us\$/t	0,50	0,50	0,50			1.060.000
Serv. Contratados	us\$/t	0,50	0,50	0,50			1.060.000
Filtro - Tranque				0,20			424.000
M.Obra							44.646
						Subtotal	5.900.495
						Total	\$ 10.427.196

Para finalizar la sumatoria de todos los costos de operación en el cual se incluye el traslado del relave desde el tranque mismo hasta la planta concentradora, molienda, flotación en planta de arenas, y transporte del concentrado, se obtiene un costo total de 20,89 millones de dólares por año con el tratamiento de 2,1 Mt, con el cual se obtiene un costo de operación de 189,46 centavos la libra de cobre.

Tabla 30. Resultado económico y costo operacional unitario para la flotación de sulfuros.

Costos totales	
Flotación [US\$]	\$ 4.526.702
Molienda [US\$]	\$ 5.900.495
Transporte concentrado [US\$]	\$ 134.889
Trasporte relave [US\$]	\$ 5.165.699
Tc/Rc, Deducción Metalúrgica	\$5.081.903
Gasto total [US\$]	\$ 20.809.688
[US\$/t]	\$ 9,82
[cUS\$/lb]	\$ 189,46

5.3 Ingresos de las diferentes opciones

5.3.1 Ingresos Lixiviación Agitada tranque Norte.

Para calcular los ingresos se utilizaron las condiciones descritas en la Tabla 22, donde se tiene que la recuperación Metalúrgica es de 72% y se calculan ingresos de 27,78 millones de dólares anuales con un precio del cobre de 3,11 cb/lb [12], esto teniendo en cuenta que el proyecto tiene una duración de 6 años.

5.3.2. Ingresos Lixiviación Agitada tranque Sur.

Para calcular los ingresos se utilizaron las condiciones descritas en la Tabla 24, donde se aprecia que la recuperación Metalúrgica es de 52% y se calculan ingresos de 16,0 millones de dólares anuales con un precio del cobre de 3,11 cb/lb [12], esto teniendo en cuenta que el proyecto tiene una duración de 3 años.

5.3.3. Ingresos Lixiviación Agitada tranque Total.

Debido a que la alternativa de lixiviar el tranque sur es una extensión de los 6 años tratando el tranque norte, se registra un ingreso total en los 9 años de proyecto de 214,8 millones de dólares, los cuales son en gran parte otorgados por la alta recuperación del sector Norte.

5.3.4. Ingresos Flotación Rougher del tranque Sur.

Para el caso de la flotación se estima un ingreso de 34,2 millones de dólares en un año de tratamiento, este ingreso es calculado con un precio del cobre de 3,11 cb/lb, donde la deducción metalúrgica y los costos de tratamiento y refinado serán añadidos a costos operacionales para calcular los beneficios totales.

5.4. Flujo de caja y análisis de sensibilidad

5.4.1. Flujo de caja para y análisis de sensibilidad para lixiviación agitada del tranque Norte.

Posterior a los detalles se realizó un flujo de caja con una tasa de interés a la utilidad del 27% con fuente Servicio de Impuestos Internos.

La tasa de interés de descuento para una inversión en minería obtenida del Banco Central de Chile, asciende al 10%, con lo cual para el caso del tratamiento de lixiviación agitada para el tranque norte se obtiene un valor de retorno de 28,12 millones de dólares, con una tasa de interés de retorno de 98%, esto considerando todas las condiciones entregadas anteriormente y con una duración del proyecto de 6 años.

Tabla 31. Flujo de caja neto del tratamiento por lixiviación agitada con una extensión de 6 años en el tranque Norte.

Concepto	0	1	2	3	4	5	6
Ingresos	\$ 0.00	\$ 27.78	\$ 27.78	\$ 27.78	\$ 27.78	\$ 27.78	\$ 27.78
Egresos	\$ 0.00	-\$ 19.06	-\$ 19.06	-\$ 19.06	-\$ 19.06	-\$ 19.06	-\$ 18.27
Inversión	-\$ 8.94	\$ 0.00	\$ 0.00	-\$ 1.82	\$ 0.00	\$ 0.00	\$ 0.00
FCN	-\$ 8.94	\$ 8.72	\$ 8.72	\$ 6.90	\$ 8.72	\$ 8.72	\$ 9.51

A partir del flujo de caja neto es posible obtener los parámetros previamente mencionados para la evaluación económica.



Tabla 32. Valor actual neto con una tasa de interés del 10% para el tranque norte [13].

Resultados Económicos 6 años	
Tasa de interés	0,1
VAN	\$ 28,12
TIR	93%
IVAN	\$ 3,14

5.4.2. Flujo de caja y análisis de sensibilidad para lixiviación agitada de la totalidad del tranque.

Para el caso de la lixiviación total del tranque se tiene una extensión de 3 años que serán acoplados al flujo de caja de la lixiviación del tranque Norte, como se observa en la Tabla 33.

Tabla 33. Flujo de caja neto del tratamiento por lixiviación agitada con una extensión de 6 años en el tranque norte y 3 años de expansión para el tranque completo.

Concepto	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9
Ingresos	\$ 0,00	\$ 27,78	\$ 27,78	\$ 27,78	\$ 27,78	\$ 27,78	\$ 27,78	\$ 16,0	\$ 16,0	\$ 16,0
Egresos	\$ 0,00	-\$ 19,06	-\$ 19,06	-\$ 19,06	-\$ 19,06	-\$ 19,06	-\$ 18,27	-\$ 15,0	-\$ 15,0	-\$ 14,3
Inversión	-\$ 8,94	\$ 0,00	\$ 0,00	-\$ 1,82	\$ 0,00	\$ 0,00	\$ 0,00	-\$ 2,5	\$ 0,0	\$ 0,0
FCN	-\$ 8,94	\$ 8,72	\$ 8,72	\$ 6,90	\$ 8,72	\$ 8,72	\$ 9,51	-\$ 1,5	\$ 1,1	\$ 1,8

En la Tabla 34 se tiene el resultado que se obtiene con la extensión del tratamiento de 3 años añadiendo el procesamiento del tranque sur, como se puede ver el VAN tiene un leve aumento, pese a que la inversión ya habría sido realizada.

Tabla 34. Valor actual neto con una tasa de interés del 10% para el tratamiento del tranque completo [13].

Resultados Económicos 9 años	
Tasa de interes	0.1
VAN	\$ 28.60
TIR	93%
IVAN	\$ 3.20

5.4.3. Flujo de caja para la flotación del tranque Sur.

Para el caso de la flotación del tranque Sur con una previa molienda se tienen los siguientes costos, ingresos y flujo de caja. Esto teniendo en cuenta que este proyecto se estima para un año, como indica la Tabla 35.

Tabla 35. Flujo de caja neto del tratamiento al tranque Sur por flotación con molienda previa.

Concepto	0	1
Ingresos (MUSD)	\$ 0,00	\$ 34,16
Costos operacionales		-\$ 20,81
Resultado antes de impuesto		\$ 13,35
Impuesto		-\$ 3,60
Resultado con impuesto	\$ 0,00	\$ 9,75
Resultado operacional neto	\$ 0,00	\$ 9,75
Inversión	\$ 0,00	\$ 0,00
Flujo de caja	\$ 0,00	\$ 9,75

Debido a que no posee inversión inicial el VAN se asemeja al flujo final neto otorgando un valor de 8,86 millones de dólares en el transcurso de un año.

5.4.3. Flujo de caja para la flotación del tranque Sur.

Para el caso de la flotación del tranque Sur sin molienda previa, se tiene que la recuperación de laboratorio alcanza valores de 26% como indica la gráfica número 2, teniéndose los costos, ingresos y flujo de caja descritos en la Tabla 36. Se estimó que el VAN para este proyecto asciende a 6,0 MUSD, esto considerando que este proyecto se estima para un año.

Tabla 36. Flujo de caja neto del tratamiento al tranque Sur por flotación con molienda previa.

Concepto	0	1
Ingresos (MUSD)	\$ 0.00	\$ 18.90
Costos operacionales		-\$ 12.64
Resultado antes de impuesto		\$ 6.26
Impuesto		-\$ 1.69
Resultado con impuesto	\$ 0.00	\$ 4.57
Resultado operacional neto	\$ 0.00	\$ 4.57
Inversión	\$ 0.00	\$ 0.00
Flujo de caja	\$ 0.00	\$ 4.57

5.5. Análisis de sensibilidad para lixiviación agitada

El primer análisis se realizará variando el precio del ácido sulfúrico tomando como referencia las estadísticas de Cochilco, con un valor medio para el año 2019 de 50 usd/t. Debido a que el precio de este varía cada año y es el principal insumo para la lixiviación agitada, este lidera la lista de costos de operación teniendo una de las mayores incidencias en los beneficios del proyecto. Para analizar la variación del VAN respecto al precio del ácido se determinó utilizar los precios máximos y mínimos de compra en Chile, se puede observar en la Figura 14 que el van disminuye a más de la mitad si se duplica el precio del ácido [12].

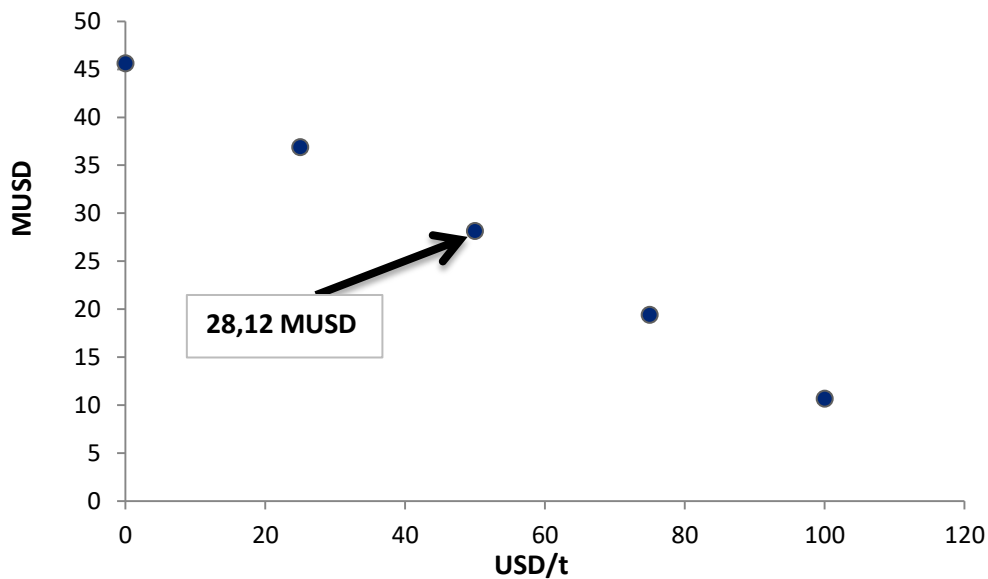


Figura 14 Sensibilidad del VAN en función del precio del Ácido Sulfúrico, con una tasa de interés del 10%.

Otro factor importante en los beneficios en el tratamiento del tranque antiguo es el precio del cobre ya que es el único producto generado. Para el caso de la variación del precio del cobre se tiene como base a proyección para el año 2019 de 3,11 USD/lb. En la Figura 15 se presenta la dependencia de este en el VAN del proyecto [12].

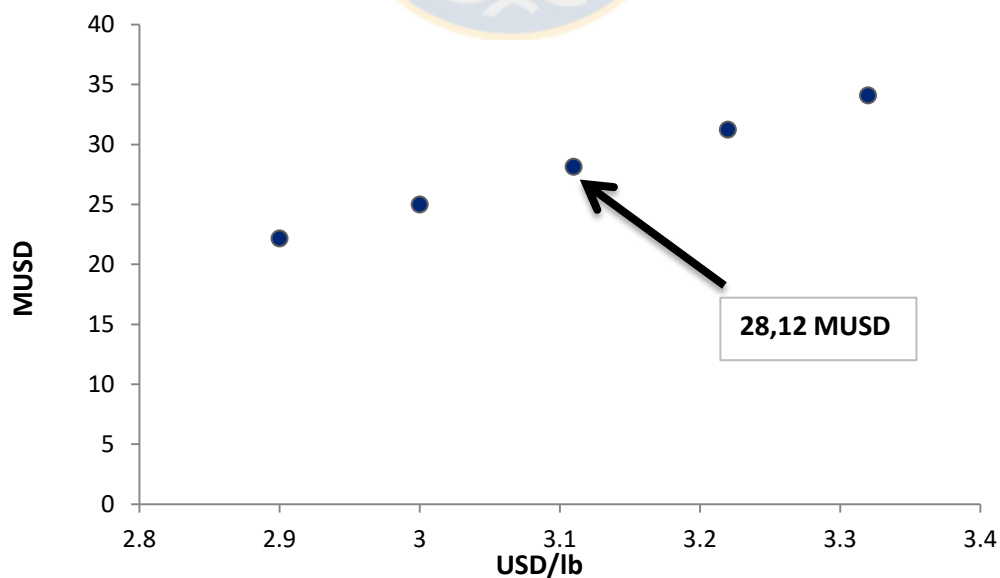


Figura 15 Sensibilidad del VAN en función del precio del Cobre, con una tasa de interés del 10% y un precio del ácido de 50 usd/t.

Por último se tiene la variación de la tasa de interés, recordando que la fórmula para la obtención del VAN va determinada por este parámetro, el cual para este proyecto se determinó en un 10% por parte de la compañía y corroborado por el Banco Central de Chile que presenta un menor valor y así tener una mayor holgura en los retornos económicos. La variación se muestra en la Figura 16 donde se confirma la importancia de este parámetro.

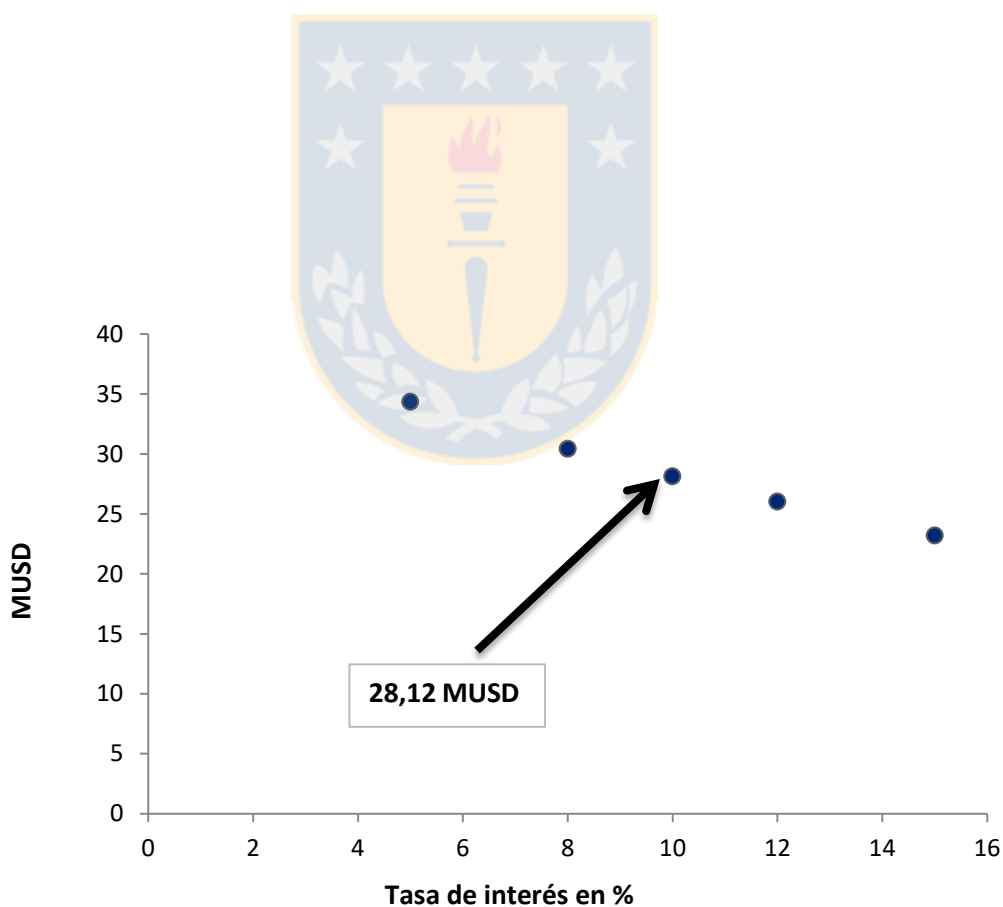


Figura 16 Sensibilidad del VAN en función de la tasa de interés evaluada en %, con un precio del cobre de 3,11 cb\$/lb y 50 usd/t de Acido.

5.6. Resumen económico de alternativas.

A continuación se entrega una Tabla resumen con los respectivos costos de inversión y operación para cada alternativa de tratamiento. Además se incluyó los indicadores económicos, esto teniendo en cuenta que la duración del proyecto lixiviación del tranque Norte es de 6 años y la lixiviación de la totalidad del tranque lo aplaza a 9 años.

Para el caso de la flotación se tiene una duración máxima de un año, donde se procesara todo el material adecuado del tranque Sur.

Tabla 37. Resumen del resultado económico para las alternativas de tratamiento del relave antiguo.

	Inversión	C. Operación	VAN	TIR	IVAN
Lixiviación tranque Norte	\$ 8,94	\$ 14,90	\$ 28,12	93%	\$ 3,14
Lixiviación totalidad del tranque	\$ 8,94	\$ 14,50	\$ 28,60	93%	\$ 3,20
Flotación con molienda	-	\$ 20,82	\$ 8,86	-	-
Flotación sin molienda	-	\$ 20,60	\$ 4,15	-	-

6.0. Resultados y discusión.

Según el estudio realizado se llegó a tres diferentes opciones de tratamiento tecnológicamente factibles según la disponibilidad de maquinaria, equipos y capital de trabajo.

Estas opciones son lixiviación agitada del tranque Norte o Norte y Sur, Flotación del tranque sur utilizando la reducción de tamaño para llegar a una recuperación optima y por último la Flotación del tranque Sur sin necesidad de utilizar la molienda lo cual disminuye los costos de operación.

Para el caso de la lixiviación agitada del tranque Norte se obtuvo un VAN de 28,12 millones de dólares en un plazo de 6 años, con una tasa de tratamiento anual de 1,1 Mt y una inversión inicial de 9 millones de dólares. Además se estudió lixiviar la totalidad del tranque como extensión a la lixiviación del sector Norte, esto debido a que la inversión ya sería realizada. Esto otorgo un VAN de 28,6 millones de dólares en un plazo de 9 años.

A partir de los resultados metalúrgicos vistos anteriormente para la flotación del tranque Sur a través de la actual planta concentradora se obtuvo una recuperación máxima de 47% disminuyendo el tamaño de la partícula hasta obtener un P80 de 80 micrones, lo cual encarece los costos de operación. Debido a esto último se calculó la recuperación practica otorgada si se procesara el tranque Sur sin una previa molienda para así disminuir los costos de operación. Esto se realizó a partir de los resultados observados en la Figura 6 que entrega una recuperación del 26% para la flotación al tamaño original del relave. Para esto se fijó una tasa de alimentación de 110 t/h a la cuba de alimentación sección Rougher obteniéndose así una recuperación de 1,3kt de cobre fino anual y agregando 1,87 puntos porcentuales de recuperación total de la planta.

7.0. Conclusión.

La utilización del tranque promueve el plan de reforestación en El Soldado, dando espacio para la replantación de las especies alguna vez existentes en el lugar, lo cual es un punto positivo a considerar en la toma de decisión del tratamiento.

Junto con lo anterior se adhiere la factibilidad técnica y económica que a partir de los estudios realizados anteriormente corroboran las leyes e inventario total del tranque.

Para el caso de la lixiviación agitada del tranque norte entregan resultados técnicamente factibles con una recuperación de 72%, junto con un VAN de 28,12 millones de dólares, lo cual son valores positivos para un posible tratamiento, pero debido a la gran inversión se requiere de mejor plan minero para así obtener los sectores con mayor contenido de cobre soluble y así asegurar la mayor recuperación de este.

La lixiviación agitada genera la mayor cantidad de utilidad para el tratamiento del tranque, junto con la utilización de la planta de óxidos abandonada, sin embargo debido a que requiere una inversión previa de casi 9 MUSD, es más atractiva la flotación sin molienda ya que otorgaría un beneficio instantáneo en términos de recuperación final planta, utilizando parte de la planta concentradora con capacidad ociosa, y sin la necesidad de una inversión.

Sin embargo debido a que los resultados de las pruebas de lixiviación agitada poseían errores experimentales, se sugiere una repetición de estas pruebas para la dosificación de ácido y así a la vez actualizar la distribución mineralógica de cobre en el tranque.

8.0. Bibliografía.

- [1] Minería Chilena. *¿El fin de los relaves?* 5 de diciembre de 2012. Minería Chilena [www.mch.cl]
- [2] SERNAGEOMIN. *Análisis Catastro Depósitos de Relaves en Chile*, Santiago, Chile 2018 [www.sernageomin.cl]
- [3] CRISTINA RUIZ MARIA. *Hidrometalurgia*. Universidad de Concepción, Concepción 2013.
- [4] ADUVIRE OSVALDO. *DRENAJE ACIDO DE MINA GENERACIÓN Y TRATAMIENTO*. Madrid: Instituto Geológico y Minero de España Dirección de Recursos Minerales y Geoambient 2006.
- [5] Gutiérrez Leopoldo. *Apuntes curso flotación de minerales sulfurados*, Concepción Chile 2017.
- [6] CORFO. *Identificar elementos de valor en residuos mineros (relaves) y evaluar su recuperación como productos comerciales*, Chile 2013, [www.corfo.cl].
- [7] Outotec. *HSCS Chemistry 6.0 Chemical Reaction and Equilibrium Software*, 2016.
- [8] Benavente O, Hernández M. *Lixiviación relaves gruesos de flotación Planta de Sulfuros Mantos Blancos*. Departamento de ingeniería Metalúrgica, U. de Antofagasta 2008.
- [9] CRISTINA RUIZ MARIA. *Tecnología de Purificación de Soluciones*. Departamento de ingeniería Metalúrgica, Universidad de Concepción 2011.
- [10] Castro F. SERGIO. *Flotación Fundamentos y Aplicaciones*. Universidad de Concepción, Concepción 2011.
- [11] Sapag Nassir. *Preparación y Evaluación de Proyecto*, Quinta Edición. Bogota, Colombia 2008.
- [12] Cochilco. *Estadísticas*, 2018. [www.cochilco.cl/basededatos].
- [13] Banco Central de Chile. *Tasa de interés*, 2018 [www.bcentral.cl].
- [14] Codelco. *Proyecto tratamiento tranque Barahona El Teniente*, Rancagua Chile. Febrero 2011.
- [15] Instituto Nacional de Normalización. *Agua Potable 1 Requisitos*. NCH409/1.Of2005. Chile.

9.0. Anexos.

Pruebas de flotación

A continuación se presentan las pruebas de flotación para la obtención del tamaño óptimo respecto a la recuperación, en estas tablas se mostraran los resultados para un compósito en distintos tiempos de molienda y flotación.

Tabla 38. Caracterización del compósito a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para comenzar las pruebas sin tiempo de molienda.

Caracterización Muestra						
	Muestra #1	Muestra #2	Error	Media	Fe, %	
CuT, %	0.715	0.684	4.43	0.70	S, %	
CuOx, %	0.361	0.362	-0.28	0.36	SiO ₂ , %	
D80, um	215	216	-0.38	215	Factor k	51.7

Tabla 39. Resultados de flotación para el compósito de prueba sin tiempo de molienda con un D80 de 215 micrones.

Datos Prueba					Fino [g]		Recuperación Experimental [%]					
Flujo	Tiempo [min]	Peso [g]	Ley [%]		CuT	CuOx	Peso		CuT		CuOx	
			CuT	CuOx			Parcial	Acum	Parcial	Acum	Parcial	Acum
Conc. 1	1	14.6	6.19	1.55	0.904	0.226	1.31	1.31	11.60	11.60	6.22	6.22
Conc. 2	7	31	3.53	1.52	1.094	0.471	2.78	4.09	14.05	25.66	12.96	19.18
Conc. 3	13	23	2	0.76	0.460	0.175	2.06	6.15	5.91	31.56	4.81	23.99
Conc. 4	17	8.2	1.68	0.78	0.138	0.064	0.74	6.89	1.77	33.33	1.76	25.75
Relave	-	1038.4	0.5	0.26	5.192	2.700	93.11	100.0	66.67	100.0	74.25	100.0
Total		1115.2	0.698	0.326	7.788	3.636						

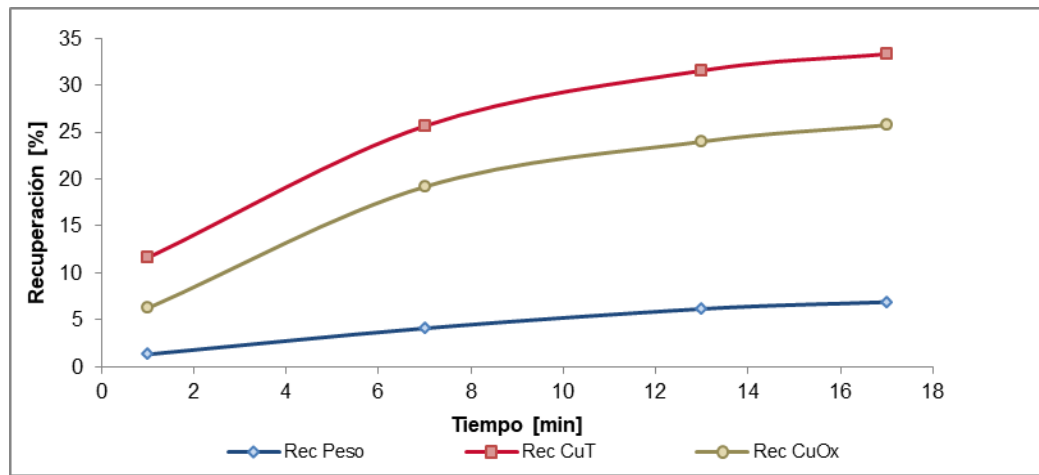


Figura 17 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba sin molienda con D80 de 215 micrones.

Tabla 40. Caracterización del compuesto a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 10 minutos de molienda.

Caracterización Muestra						
	Muestra #1	Muestra #2	Error	Media	Fe, %	
CuT, %	0.715	0.684	4.43	0.70	S, %	
CuOx, %	0.361	0.362	-0.28	0.36	SiO ₂ , %	
D80, um	132				Factor k	51.7

Tabla 41. Resultados de flotación para el compuesto de prueba con tiempo de 10 minutos y un tamaño de 132 micrones.

Flujo	Datos Prueba				Fino [g]		Recuperación Experimental [%]					
	Tiempo [min]	Peso [g]	Ley [%]				Peso		CuT		CuOx	
			CuT	CuOx	Parcial	Acum	Parcial	Acum	Parcial	Acum		
Conc. 1	1	17.4	9.32	2.63	1.622	0.458	1.57	1.57	21.21	21.21	13.08	13.08
Conc. 2	7	42.8	4.69	2.25	2.007	0.963	3.87	5.45	26.25	47.46	27.53	40.62
Conc. 3	13	38.6	1.53	0.58	0.591	0.224	3.49	8.94	7.72	55.19	6.40	47.02
Conc. 4	17	12.5	1.17	0.51	0.146	0.064	1.13	10.07	1.91	57.10	1.82	48.84
Relave	-	994	0.33	0.18	3.280	1.789	89.93	100.0	42.90	100.0	51.16	100.0
Total		1105.3	0.692	0.316	7.646	3.497						

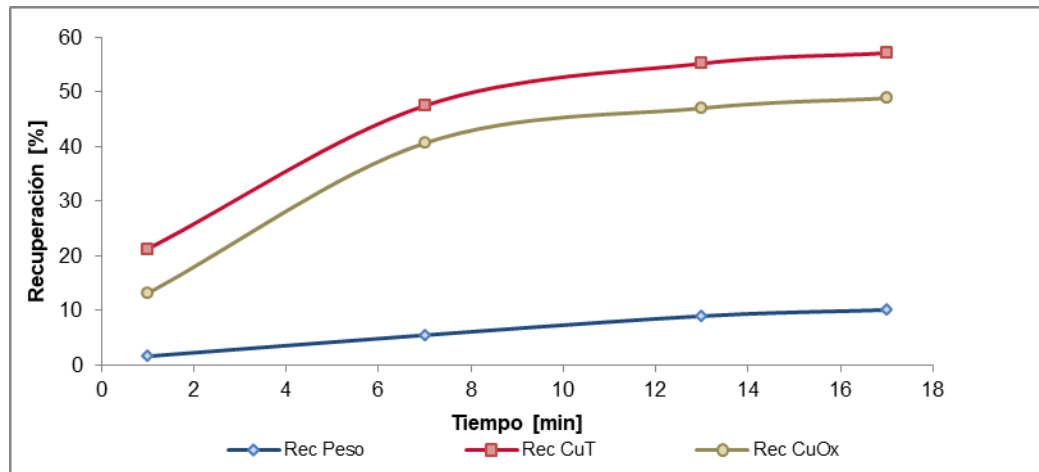


Figura 18 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 10 minutos de molienda y D80 de 132 micrones.

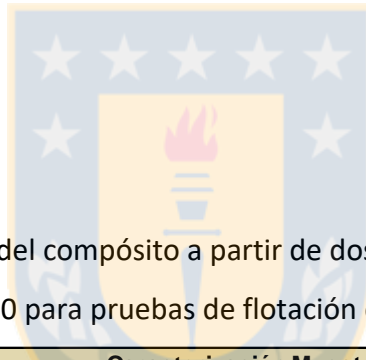


Tabla 42. Caracterización del compuesto a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 20 minutos de molienda.

Caracterización Muestra						
	Muestra #1	Muestra #2	Error	Media	Fe, %	
CuT, %	0.715	0.684	4.43	0.70	S, %	
CuOx, %	0.361	0.362	-0.28	0.36	SiO ₂ , %	
D80, um	92				Factor k	51.7

Tabla 43 Resultados de flotación para el compuesto de prueba con tiempo de 20 minutos y un tamaño de 92 micrones.

Datos Prueba					Fino [g]		Recuperación Experimental [%]					
Flujo	Tiempo [min]	Peso [g]	Ley [%]		CuT	CuOx	Peso		CuT		CuOx	
			CuT	CuOx			Parcial	Acum	Parcial	Acum	Parcial	Acum
Conc. 1	1	21.5	9.86	3.22	2.120	0.692	1.95	1.95	28.05	28.05	20.41	20.41
Conc. 2	7	37.7	4.81	2.14	1.813	0.807	3.42	5.37	24.00	52.05	23.78	44.19
Conc. 3	13	41.4	1.45	0.59	0.600	0.244	3.75	9.12	7.94	59.99	7.20	51.39
Conc. 4	17	14.6	1.09	0.47	0.159	0.069	1.32	10.45	2.11	62.10	2.02	53.42
Relave	-	987.6	0.29	0.16	2.864	1.580	89.55	100.0	37.90	100.0	46.58	100.0
Total		1102.8	0.685	0.308	7.557	3.392						

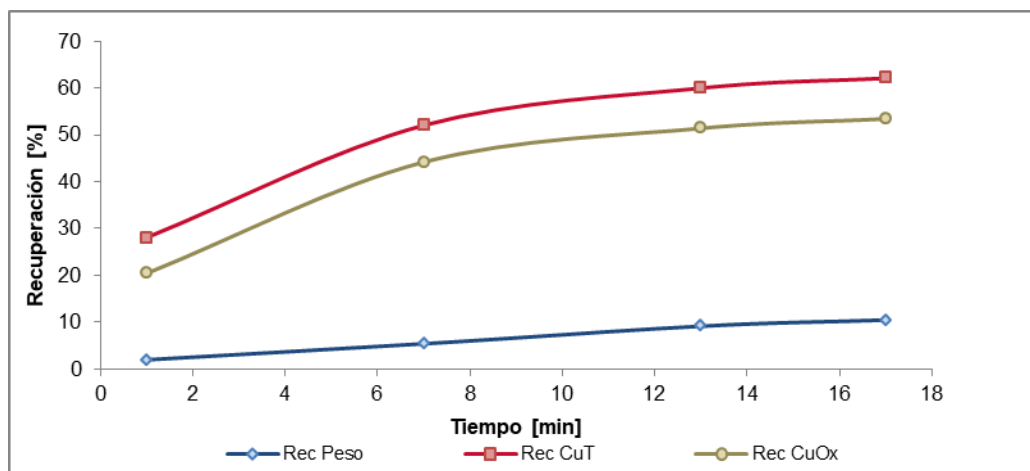


Figura 19 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 20 minutos de molienda y D80 de 92 micrones.

Tabla 44. Caracterización del compuesto a partir de dos muestras en base a su cantidad de cobre oxidado y D80 para pruebas de flotación con 40 minutos de molienda.

Caracterización Muestra						
	Muestra #1	Muestra #2	Error	Media	Fe, %	
CuT, %	0.715	0.684	4.43	0.70	S, %	
CuOx, %	0.361	0.362	-0.28	0.36	SiO ₂ , %	
D80, um	57				Factor k	51.7

Tabla 45. Resultados de flotación para el compuesto de prueba con tiempo de 40 minutos y un tamaño de 57 micrones.

Flujo	Datos Prueba				Fino [g]		Recuperación Experimental [%]					
	Tiempo [min]	Peso [g]	Ley [%]				Peso		CuT		CuOx	
			CuT	CuOx	Parcial	Acum	Parcial	Acum	Parcial	Acum		
Conc. 1	1	20	12.54	4.28	2.508	0.856	1.80	1.80	33.29	33.29	26.07	26.07
Conc. 2	7	54	4.23	1.82	2.284	0.983	4.87	6.68	30.32	63.61	29.94	56.01
Conc. 3	13	48.7	1.09	0.59	0.531	0.287	4.39	11.07	7.05	70.66	8.75	64.76
Conc. 4	17	20.7	0.89	0.46	0.184	0.095	1.87	12.94	2.45	73.10	2.90	67.67
Relave	-	965	0.21	0.11	2.027	1.062	87.06	100.0	26.90	100.0	32.33	100.0
Total		1108.4	0.680	0.296	7.534	3.283						

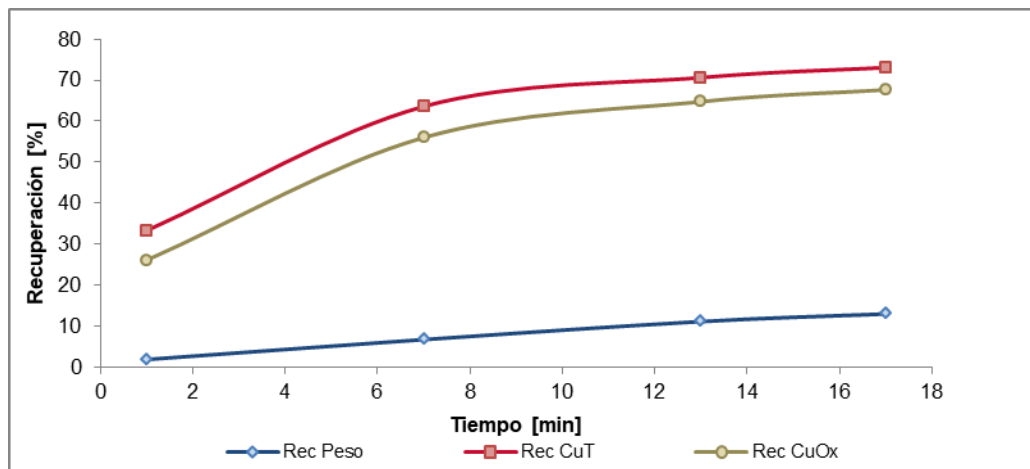


Figura 20 Recuperación en función del tiempo de flotación para una prueba con 40 minutos de molienda y D80 de 57 micrones.

Tabla 46. Resumen de resultados de las pruebas anteriores al mismo compuesto con distintos tiempos de molienda y por ende tamaño.

Flujo	Tiempo [min]	Ley CuT [%]				Ley CuOx [%]			
		Tpo0	10min	20min	40 min	Tpo0	10min	20min	40 min
Conc. 1	1	6.19	9.32	9.86	12.54	1.55	2.63	3.22	4.28
Conc. 2	7	3.53	4.69	4.81	4.23	1.52	2.25	2.14	1.82
Conc. 3	13	2.00	1.53	1.45	1.09	0.76	0.58	0.59	0.59
Conc. 4	17	1.68	1.17	1.09	0.89	0.78	0.51	0.47	0.46
Relave	-	0.50	0.33	0.29	0.21	0.26	0.18	0.16	0.11

Tabla 47. Resumen de resultados de recuperación de las pruebas anteriores para distintos tiempos de molienda.

Flujo	Ley Concentrado Acumulada CuT [%]				Recuperación Acum Experimental CuT [%]			
	Tpo0	10min	20min	40 min	Tpo0	10min	20min	40 min
Conc. 1	6.19	9.32	9.86	12.54	11.60	21.21	28.05	33.29
Conc. 2	4.38	6.03	6.64	6.48	25.66	47.46	52.05	63.61
Conc. 3	3.58	4.27	4.51	4.34	31.56	55.19	59.99	70.66
Conc. 4	3.38	3.92	4.07	3.84	33.33	57.10	62.10	73.10

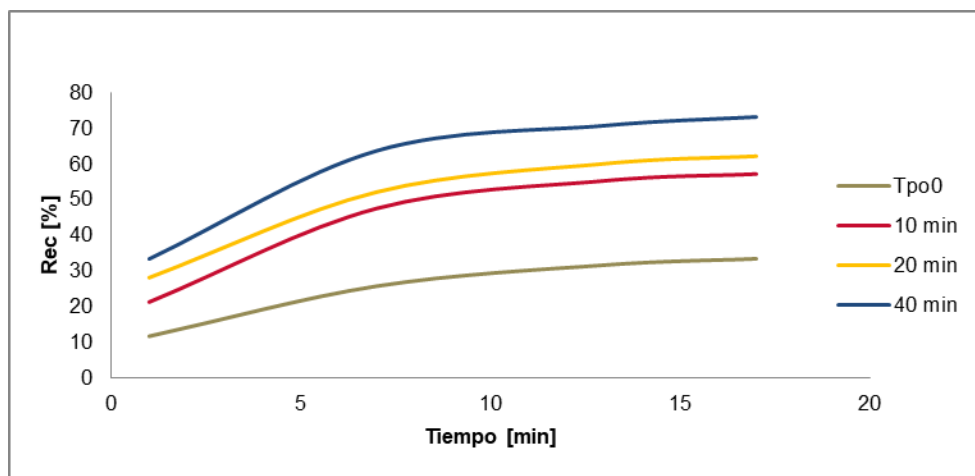


Figura 21 Resumen que muestra la recuperación en función del tiempo de flotación para distintos tiempos de molienda para el mismo compuesto.



Tabla 48. Resultado recuperación flotación Rougher en función del D80 para distintos compósitos del relave.

Muestra	D80 t0	Ley CuT	Ley CuOx	K	REC 80 um	REC 100 um	REC 110 um	Rec t0
T1(0 -2,5)	204	0.73	0.52	71.2	31.4	28.8	27.5	15.4
T1 (5-7,5)	258	0.75	0.09	12.0	59.4	57.2	56.1	40.6
T1 (7,5-10)	299	0.83	0.07	8.3	62.7	60.6	59.6	40.0
T2 (0 - 2.5)	112	0.46	0.36	79.8	28.0	25.9	24.9	0.0
T2 (5 - 7,5)	153	0.47	0.27	56.7	39.4	35.1	32.9	23.2
T2 (10 - 12,5)	152	0.50	0.06	12.8	51.5	49.8	49.0	45.5
T2 (15-17.5)	310	0.64	0.05	8.2	63.1	61.2	60.2	41.5
T4 (0-5)	115	0.47	0.36	77.7	31.7	27.4	25.2	25.0
T4 (5-10)	201	0.64	0.12	18.5	61.1	57.5	55.7	38.4
T4 (10-15)	270	0.71	0.07	9.7	61.8	59.0	57.6	35.2
T4 (15-17.5)	346	0.63	0.07	11.1	63.1	60.6	59.3	29.3
T5 (0-5)	216	0.68	0.54	79.9	39.4	36.1	34.4	16.5
T5 (5-10)	219	0.59	0.31	52.6	49.0	45.0	42.9	21.1
T5 (10-11.5)	246	0.56	0.14	25.5	62.9	59.6	58.0	34.4
T5(11.5-14.2)	470	0.30	0.20	65.2	44.7	43.4	42.7	19.5
T6 (0-5)	97	0.40	0.29	73.3	30.1	23.7	20.5	25.3
T6 (05-10)	142	0.45	0.07	15.4	47.6	43.8	41.9	36.2
T6 (10-15)	166	0.49	0.06	13.2	49.1	46.0	44.5	35.7
T6 (15-20)	226	0.52	0.06	12.5	54.4	51.1	49.5	29.8
T9 (0 - 2,5)	178	0.62	0.51	82.3	36.9	33.5	31.8	20.8
T9 (5-7,5)	221	0.58	0.13	21.5	54.9	51.9	50.5	35.4
T9 (10 -12,5)	214	0.50	0.10	20.2	52.4	48.5	46.6	33.5
T11 (0-5)	74	0.37	0.28	75.5	18.7	9.1	4.3	21.9
T11 (5-10)	98	0.33	0.07	20.2	35.1	27.6	23.9	28.5
T11 (10-15)	114	0.34	0.06	17.1	39.7	34.9	32.5	31.9
T11 (15-20)	192	0.38	0.05	12.4	46.8	43.1	41.3	29.0
T13 (0-5)	189	0.60	0.47	77.8	37.9	34.7	33.1	23.2
T13 (5-10)	215	0.70	0.36	51.7	58.2	54.0	51.9	28.9
T13 (10-15)	221	0.66	0.10	15.4	63.8	60.9	59.5	43.0
T13 (15-19)	251	0.52	0.05	10.1	55.8	53.1	51.8	33.0
T14 (0-5)	200	0.54	0.31	57.7	46.6	42.5	40.4	23.5
T14 (5-10)	190	0.48	0.07	15.3	52.7	49.1	47.3	33.1
T14 (10-12.5)	205	0.44	0.06	14.5	52.1	47.6	45.3	23.1
T15 (0-5)	278	0.73	0.48	64.9	48.7	46.2	45.0	23.5
T15 (5-8.5)	241	0.52	0.06	11.3	62.1	59.2	57.7	35.2
T17 (0-5)	220	0.64	0.55	85.1	35.9	33.2	31.9	16.0
T17 (5 -7,5)	213	0.63	0.47	73.7	42.5	38.4	36.3	14.6

T17 (10- 12,5)	219	0.58	0.12	19.9	57.1	55.1	54.1	42.1
T18 (0-5)	123	0.41	0.29	71.3	34.5	28.4	25.3	22.7
T18 (5-10)	204	0.47	0.06	13.8	57.2	54.1	52.5	38.1
T18 (10-14.5)	293	0.60	0.09	14.4	61.0	58.5	57.2	33.7
T21 (0-5)	174	0.42	0.06	15.1	47.2	43.3	41.4	24.3
T21 (5-10)	174	0.42	0.06	15.1	44.0	38.6	36.0	19.6
T22 (0-5)	227	0.66	0.51	77.3	35.3	33.2	32.1	19.3
T22 (5-10)	277	0.64	0.19	29.2	64.4	61.4	59.9	33.9
T22 (10-14.5)	242	0.59	0.10	16.6	59.1	55.6	53.8	30.8
T23 (0-5)	126	0.31	0.22	68.9	36.1	30.3	27.4	22.4
T23 (5-10)	118	0.31	0.06	19.6	37.3	32.1	29.5	27.5
T23 (10-15)	205	0.16	0.05	29.6	33.0	30.9	29.8	21.5
T24 (0-2.5)	315	0.70	0.42	60.2	45.1	43.3	42.3	23.8
T24 (5-10)	314	0.62	0.07	11.9	64.7	60.9	59.0	19.0
T24 (10-11.5)	285	0.49	0.08	15.3	58.9	54.8	52.7	13.2
T25 (0-5)	162	0.42	0.34	80.3	39.3	34.9	32.8	21.5
T25 (5-10)	203	0.49	0.24	49.8	42.2	39.1	37.6	24.9
T25 (10-15)	180	0.46	0.08	16.3	50.7	46.9	45.1	32.9
T25 (15-19)	301	0.40	0.06	15.3	43.0	41.0	40.1	22.4
T27 (0 -2,5)	178	0.52	0.35	67.8	36.2	32.8	31.1	19.7
T27 (5-7,5)	210	0.59	0.45	77.5	38.2	34.7	33.0	15.5
T27 (10 -12,5)	169	0.31	0.07	22.2	44.0	40.4	38.7	29.0
T31 (0 -2,5)	235	0.50	0.37	74.1	38.0	35.5	34.2	18.1
T31 (5-7,5)	347	0.71	0.06	8.2	62.5	60.3	59.1	31.6
T31 (10 -12,5)	249	0.59	0.07	12.2	53.8	51.6	50.5	36.7
T32 (0 -2,5)	167	0.41	0.31	75.7	35.1	31.6	29.8	19.4
T32 (5-7,5)	185	0.47	0.09	19.7	57.3	52.8	50.5	32.4
T32 (10 -12,5)	212	0.51	0.06	11.0	56.0	52.9	51.3	34.9
T34 (0 -2,5)	72	0.30	0.25	84.4	17.8	17.8	17.8	21.9
ST-B-2 (0 -2,5)	280	0.70	0.57	81.3	39.3	37.4	36.4	20.5
ST-B-2 (5-7,5)	249	0.61	0.17	27.3	57.2	54.8	53.7	37.3
TB01 (5-7,5)	201	0.64	0.10	16.4	53.4	49.5	47.6	57.1
T03 (0 -2,5)	67	0.26	0.18	69.7	20.1	20.1	20.1	29.1

Tabla 49. Potencia instalada real de las secciones en kW, para la obtención del tratamiento total efectivo.

	Potencia kW
Molino 2000	1,491
Sección 3	900
Sección 4	900

Tabla 50. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 80 micrones.

Sección	Wi Bond Indice de Trabajo (kwh/t)	P80 Objetivo Tamaño prod. (um)	Tamaño Alimen. F80 Efectivo (um)	Capacidad Efectiva Por Sección (tph)	W Potencia Consumida (kwh/t)	Potencia Requerida en Piñon (kW)	Potencia Requerida en Motor (kW) (5% <i>perdida</i>)
M2000	19	80	250	154	9.23	1420	1491
S3	19	80	250	93	9.23	857	900
S4	19	80	250	93	9.23	857	900

Tabla 51. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 100 micrones.

Sección	Wi Bond Indice de Trabajo (kwh/t)	P80 Objetivo Tamaño prod. (um)	Tamaño Alimen. F80 Efectivo (um)	Capacidad Efectiva Por Sección (tph)	W Potencia Consumida (kwh/t)	Potencia Requerida en Piñon (kW)	Potencia Requerida en Motor (kW) (5% <i>perdida</i>)
M2000	19	100	250	203	6.98	1420	1491
S3	19	100	250	123	6.98	857	900
S4	19	100	250	123	6.98	857	900

Tabla 52. Capacidad efectiva por sección en función de la potencia instalada obtenida con herramienta Solver para un D80 de 110 micrones.

Sección	Wi Bond Indice de Trabajo (kwh/t)	P80 Objetivo Tamaño prod. (um)	Tamaño Alimen. F80 Efectivo (um)	Capacidad Efectiva Por Sección (tph)	W Potencia Consumida (kwh/t)	Potencia Requerida en Piñon (kW)	Potencia Requerida en Motor (kW) (5% <i>perdida</i>)
M2000	19	110	250	233	6.10	1420	1491
S3	19	110	250	141	6.10	857	900
S4	19	110	250	141	6.10	857	900

Tabla 53. Capacidad real por sección para distintos D80.

Tamaño (um)		80	100	110
Capacidad	Molino 2000	138.5	183.0	209.5
Real por	Sección 3	83.6	110.5	126.5
Sección	Sección 4	83.6	110.5	126.5

UNIVERSIDAD DE CONCEPCIÓN-FACULTAD DE INGENIERÍA

Departamento Ingeniería Metalúrgica

Hoja Resumen Memoria de Título

Título: Análisis de prefactibilidad Técnica y Económica para el tratamiento del Tranque antiguo El Soldado
Nombre Memorista: Octavio Andres Bofi Parra

Modalidad		Profesor(es) Patrocinante(s) Prof. Prof. Fernando Parada L.
Concepto		
Calificación		
Fecha	31/01/2019	
Prof. Eugenia Araneda H.		Ingeniero Supervisor: Sr. Juan Barraza R.
		Institución: Anglo American Division El Soldado

Comisión (Nombre y Firma)	
Prof. Leopoldo Gutiérrez B.	Prof. Froilán Vergara G.

Resumen

El desarrollo del proyecto de tratamiento de relaves antiguos posee como motivación utilizar la línea de tratamiento de óxidos que posee División El Soldado de Anglo American y que está fuera de la operación, y a su vez diseñar un modelo de proceso para futuro utilizar en otras divisiones.

Como recurso para la evaluación de este estudio se consideró aproximadamente 9 Mt de relave de flotación depositadas entre los años 1925 y 1965 en El Soldado con leyes aproximadas de 0,51. Debido a la variación del estado de los minerales de cobre se decidió dividir el relave en dos sectores, el tranque sur con mayor presencia de sulfuros de cobre y el tranque norte con un mayor contenido de óxidos de cobre.

Sondajes y pruebas de laboratorio, pilotaje continuo y batch de lixiviación agitada, realizados en los años 1983 y 2000 fueron utilizados para desarrollar el estudio de factibilidad técnica en el tratamiento del relave. Además, se consideraron los resultados de pruebas de flotación rougher realizadas el año 2014 en la actual planta concentradora.

El objetivo fue determinar una o más estrategias, considerando los estudios anteriores y recopilando información de procesos similares para la recuperación de cobre a partir de relaves antiguos, esto considerando las instalaciones de la planta concentradora y de la antigua planta de óxidos. Para el caso de la lixiviación agitada con relave de la zona norte del tranque, con una ley media de 0,55% CuT y sin una previa reducción de tamaño, se obtiene una recuperación de 72%, mientras que para el tratamiento del tranque sur, con una ley media de 0,44% CuT, se obtuvo una recuperación de 52%. El estudio de flotación se realizó exclusivamente para el tranque sur con leyes iniciales de 0,5% CuT, en el cual las pruebas se realizaron con dosificaciones de planta y se obtuvo una recuperación de 47%, con una molienda previa, y de 27% con el tamaño de partícula original.

Para el caso de la lixiviación agitada del tranque Norte se obtiene un VAN de 28,12 MUSD en un periodo de 6 años, la extensión para lixiviar la totalidad del tranque otorga un VAN de 28,60 MUSD, lo cual tiene un periodo de 9 años. Por otro lado la flotación del tranque Sur con y sin una molienda previa otorga un VAN de 8,86 MUSD y 4,15 MUSD respectivamente.