

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
METALÚRGICO

**ESTUDIO DE LA RECUPERACIÓN
METALÚRGICA PROYECTO
CHANCADO DE ÓXIDOS DE BAJA LEY
DIVISIÓN RADOMIRO TOMIC
CODELCO**

Esteban Soto Mejías

Profesores Guías:

Amelia Dondero Carrillo
José Torres Titus

2014

AGRADECIMIENTOS

Quisiera comenzar estas líneas con las siguientes palabras: alegría, humildad, respeto, sacrificio, empatía y confianza. Sin estas palabras no hubiese podido lograr los grandes éxitos que he conseguido. Además de ello, quisiera agradecer a todas las personas que han pasado por mi vida, quienes de alguna u otra forma me han dado la oportunidad de captar lo mejor de cada uno de ellos, enseñándome que la felicidad la puedes encontrar en las cosas más simples de la vida, como por ejemplo, en la sonrisa de aquellos que quieres o amas.

Quiero agradecer a Dios por entregarme la familia que tengo; de ellos he obtenido los valores fundamentales para sobreponerme en el día a día. A mis padres, nunca les dejaré de agradecer todo lo que dejaron de hacer con el objeto de darme el sustento económico que me brindó las oportunidades necesarias para cumplir mis sueños.

María Castro Norambuena es el nombre de mi abuelita fallecida. Quiero transmitir en este documento que es y será la persona más importante de mi vida por todos los valores que me entregó. Agradeceré siempre el amor incondicional que tuvo hacia a mí, independiente de todo. Te adoro "mama".

No puedo dejar de mencionar en este documento, a las personas que estuvieron en una de las etapas más bonitas que he vivido, me refiero a la etapa universitaria, ya que fuera de ser compañeros, fueron amigos incondicionales. Cito a Gonzalo Pizarro, Matías Acuña, Mauricio Miranda, Cristian Cisternas, Carlos Bassaletti, Felipe Carmona, Jorge Campbell y Sebastián Toro. Les deseo lo mejor del mundo, espero que todos nuestros éxitos y/o derrotas las sigamos compartiendo. Retomando la etapa universitaria, quiero agradecerle a los profesores y administrativos de la Escuela de Ingeniería Química de la Pontificia Universidad Católica de Valparaíso, ya que todos ellos me aportaron con sus conocimientos y enseñanzas de vida.

Quisiera terminar estas líneas aconsejándole al lector que no permita que nada ni nadie mate su sonrisa ni su alegría.

RESUMEN EJECUTIVO

La División Radomiro Tomic (DRT) a partir del año 2015, se verá enfrentada a una disminución en la ley de su mineral, lo que conlleva la disminución en la producción de cobre fino. Una de las alternativas de negocios que se visualizó para amortiguar este déficit de ley de cobre, es la posibilidad de mejorar la recuperación de los minerales Óxidos de Baja Ley (OBL), de un 33% a 65%, a través de una reducción de tamaño. El total de la reserva de los minerales OBL, corresponde a 209,9 Millones de toneladas, con ley promedio de cobre: 0,25%, si se logra aumentar las recuperaciones a la antes mencionadas, aportarían un total de 204.477 toneladas de cobre fino a la corporación entre el periodo 2013-2029, lo que equivaldría a un ingreso bruto de 992 MUS\$.

Para analizar la cinética de recuperación de los tamaños correspondientes a la salida del tratamiento de un chancado primario y secundario (P80 6" y 1 ½"), y así poder validar lo antes mencionado, se realizaron dos pruebas metalúrgicas independientes en las Plantas pilotos de Huechúm y Radomiro Tomic, donde sus resultados fueron los siguientes:

Las pruebas metalúrgicas de Huechúm, se realizaron en cinco columnas en serie de 6 metros de altura y 1,2 metros de diámetro, de manera de representar una altura total de lecho mineral de 30 metros, estas tuvieron una duración de 142 días de riego efectivos, logrando una razón de lixiviación de 0,75 m³/tms (Tasa de riego 10 lt/hr/m²). El riego aplicado fue continuo en todo el ciclo de la prueba, con una concentración de refino de 17 gpl de H⁺. Las recuperaciones obtenidas fueron de: 50,3% y 33% (1 ½" y 6"), y las proyecciones a una razón de lixiviación de 1,5 m³/tms (295 días de riego) fueron de: 67% y 40%.

En Radomiro Tomic, las pruebas se realizaron en 5 isocontenedores en serie (1 m³), conformando una altura de lecho de 5 metros. El ciclo de lixiviación fue de 53 días, donde se logra una razón de lixiviación de 0,46 m³/tms con una tasa de riego de 5 lts/hr/m². El riego utilizado para estas prueba fue de 12 horas de riego y 12 horas de reposo para todo el ciclo de la prueba. Las recuperaciones obtenidas

fueron de: 42,4% y 16,3% (1 ½" y 6"), y proyectando una razón de lixiviación de 1,5 m³/tms (173 días de riego) sus recuperaciones corresponderían a 83,3% y 26,3%.

Se concluye para ambas pruebas que el mineral de 1 ½" aún presenta pendientes positivas, lo que permite afirmar que el ciclo esta inconcluso, pudiendo mejorar sus resultados, es decir que, logrando una razón de lixiviación de 1,5 m³/tms, en la aplicación del proyecto, el mineral es evidente que se puede asegurar una recuperación superior del 65%. En cambio, el mineral de 6", su pendiente no es considerable para lograr las recuperaciones objetivos.

Entre los periododos 2013 al 2029, el costo de producción (operación/Mantenición) sería de 219,4 MUS\$, y la inversión inicial está en el orden de 166,1 MUS\$. Con estos valores el proyecto aportaría un VAN (8%) de 169,7 MUS\$, un TIR de 27% y un IVAN de 1,3. La amenaza más considerable del proyecto es el retraso de la implementación de la planta de chancado, debido a que se pierde la oportunidad de aumento de recuperación al mineral OBL que se está apilando día a día. Se recomienda por este motivo la adquisición de forma inmediata de los equipos.

ÍNDICE

CAPITULO 1: INTRODUCCIÓN	1
1. PLANTEAMIENTO DE PROYECTO	1
1.1 OBJETIVOS	5
1.1.1. OBJETIVO GENERAL	5
1.1.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS	5
1.1.3. ESTADO ACTUAL PROCESAMIENTO ÓXIDOS BAJA LEY (OBL)	6
CAPITULO 2: ANTECEDENTES GENERALES DE LA CORPORACIÓN	7
2.1. CODELCO	7
2.2. UBICACIÓN	8
2.3. PRINCIPALES PROYECTOS	9
2.4. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO DE RADOMIRO TOMIC	11
2.4.1. CHANCADO Y TRANSPORTE DE MINERAL	12
2.4.2. CURADO	13
2.4.3. LIXIVIACIÓN	14
2.4.4. EXTRACCIÓN POR SOLVENTE (SX)	14
2.4.5. ELECTROOBTENCIÓN	16
CAPITULO 3: MARCO TEÓRICO	17
3.1. LIXIVIACIÓN EN BOTADEROS (DUMP LEACHING)	17
3.2. IMPORTANCIA DE LA QUÍMICA DE SOLUCIONES, DE LA TERMODINÁMICA Y DE LA CINÉTICA EN HIDROMETALURGIA	22
3.3. OXIDACIÓN Y REDUCCIÓN	22
3.3.1. EFECTO DEL PH	23
3.3.2. DIAGRAMAS EH - PH	24
3.4. CINÉTICA QUÍMICA APLICABLES EN HIDROMETALURGIA	28
3.5. REACCIONES HOMOGÉNEAS, HETEROGÉNEAS Y SU CAPA CONTROLANTE	29
3.5.1. CAPA DE DIFUSIÓN	32
3.6. INFLUENCIA DE LAS PARTÍCULAS	34
3.6.1. TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS	34

<u>CAPITULO 4: CUANTIFICACIÓN DE VARIABLES METALÚRGICAS PARA INICIO DE PRUEBAS, OXIDO DE BAJA LEY.</u>	35
4.1. MUESTRAS UTILIZADAS	35
4.2. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA	36
4.3. ORIGEN Y MINERALOGÍA DE LAS MUESTRAS DE OBL	37
4.4. GRANULOMETRÍA	38
4.4.1. MUESTRA 100 % - 1 ½"	38
4.4.2. MUESTRA 100% -6"	39
4.5. ANÁLISIS QUÍMICO	40
4.5.1. MUESTRA OBL	40
4.5.2. SOLUCIÓN LIXIVIANTE	41
<u>CAPITULO 5: PRUEBAS METALÚRGICAS PLANTA HUECHÚN</u>	42
5.1. CONDICIONES OPERACIONALES	42
5.2. FILOSOFÍA DE OPERACIONES	42
5.3. OPERACIÓN Y CONTROL DE COLUMNAS	43
5.3.1. MEDICIONES EN TERRENO	43
5.4. PLAN EXPERIMENTAL	43
5.5. CARGA DE MINERAL A COLUMNAS	45
5.6. SISTEMA DE IRRIGACIÓN DE SOLUCIONES	47
5.7. RESULTADOS PLANTA HUECHÚN	48
5.7.1. ALTURAS LIBRES	48
5.7.2. PESO CARGA V/S PESO DESCARGADO	49
5.7.3. DESCARGA DE COLUMNAS	51
5.7.4. TOMA DE MUESTRAS (RIPIOS)	55
5.7.5. RAZÓN DE LIXIVIACIÓN	58
5.7.6. PROYECCIONES DE LAS CINÉTICAS DE RECUPERACIÓN	59
5.7.7. ANÁLISIS DE CONCENTRACIONES PRINCIPALES	62
5.7.1. CONSUMO DE ÁCIDO	66
5.7.2. EFICIENCIA DE EXTRACCIÓN ACUMULADA Y CINÉTICAS DE DISOLUCIÓN DE COBRE	68
5.8. CONCLUSIONES PLANTA HUECHÚN	71

CAPITULO 6: PRUEBAS METALÚRGICAS RADOMIRO TOMIC	73
6.1. CONDICIONES OPERACIONALES	73
6.2. FILOSOFÍA DE OPERACIONES	74
6.3. PLAN EXPERIMENTAL	75
6.3.1. TASA DE EVAPORACIÓN	76
6.4. PREPARACIÓN DE COMPONENTES PARA REALIZACIÓN PRUEBAS	78
6.4.1. ISOCONTENEDORES	78
6.5. SISTEMA DE RIEGO	80
6.5.1. MALLA DE RIEGO	80
6.5.2. DRENA-FLEX	82
6.5.3. BOMBAS	83
6.6. SOLUCIÓN LIXIVIANTE	85
6.6.1. CARACTERÍSTICAS MINERAL 6"	88
6.6.2. CLASIFICACIÓN DEL MINERAL DE 6".	90
6.6.3. CARGA DE MINERAL OBL (SET DE 6")	96
6.7. IRRIGACIÓN Y CONTROL DE FLUJOS	100
6.8. RESULTADOS PRUEBAS PLANTA PILOTO RADOMIRO TOMIC	102
6.8.1. RAZÓN DE LIXIVIACIÓN	102
6.8.2. ANÁLISIS DE CONCENTRACIONES PRINCIPALES	103
6.8.3. EFICIENCIA DE EXTRACCIÓN ACUMULADA Y CINÉTICAS DE DISOLUCIÓN DE COBRE	105
6.8.4. CONSUMO DE ÁCIDO	108
6.8.5. ALTURAS LIBRES	110
6.8.6. PESO CARGA V/S PESO DESCARGADO	112
6.9. CONCLUSIONES PLANTA PILOTO RADOMIRO TOMIC	114
CAPITULO 7: EVALUACIÓN ECONÓMICA	116
7.1. INGRESOS	117
7.2. COSTOS OPERACIONALES Y DE MANTENCIÓN	121
7.3. COSTO DE INVERSIÓN PARA IMPLEMENTACIÓN PROYECTO	127
7.4. FLUJO DE CAJA NETO	130

8. BIBLIOGRAFÍA	132
9. ANEXOS	133
9.1. METODOLOGÍA DE CÁLCULOS (PRUEBAS METALÚRGICAS)	133
9.2. EQUIPOS Y MATERIALES	135
9.3. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)	137
9.4. INGENIERIA DE PERFIL (MAXIMIZA)	138

ÍNDICE DE TABLAS

- TABLA 1:** Potencial redox de algunos reactivos oxidantes y reductores.
- TABLA 2:** Muestra OBL, mineralógica de muestra.
- TABLA 3:** Distribución granumétrica muestra OBL -1 ½".
- TABLA 4:** Distribución granulométrica muestra OBL -6".
- TABLA 5:** Análisis Químicos Ponderados, muestra OBL.
- TABLA 6:** Análisis Químicos del refino utilizado en pruebas.
- TABLA 7:** Condiciones de operación definidas para pruebas de lixiviación con mineral OBL - Radomiro Tomic, Codelco Chile.
- TABLA 8:** Programa experimental de lixiviación, Planta Huechún.
- TABLA 9:** Diferencias de altura por columna y total de lecho (30mt) de mineral -1 ½".
- TABLA 10:** Diferencias de altura por columna y total de lecho (30mt) de mineral -6".
- TABLA 11:** Diferencias de peso por columnas y totalizado de lecho (30 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -1 ½".
- TABLA 12:** Diferencias de peso por columnas y totalizado de lecho (30 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -6".
- TABLA 13:** Porcentaje de desviación - proyecciones realizadas a distintos días de riego efectivo de mineral (-1 ½").
- TABLA 14:** Porcentaje de desviación - proyecciones realizadas a distintos días de riego efectivo de mineral (-6").
- TABLA 15:** Condiciones de operación definidas para pruebas de lixiviación con mineral OBL. Planta Piloto, Radomiro Tomic - Codelco, Chile.
- TABLA 16:** Programa experimental de lixiviación para cada tamaño granulométrico (-1 ½ y 6"), Planta Piloto - Radomiro Tomic.
- TABLA 17:** Resumen de resultados de pruebas de evaporación.
- TABLA 18:** Carga de mineral por isocontenedor, correspondiente a set de pruebas de 6".
- TABLA 19:** Diferencias de altura por columna y total de lecho (mineral -1 ½").
- TABLA 20:** Diferencias de altura por columna y total de lecho (mineral -6").

TABLA 21: Diferencias de peso por isocontenedor y totalizado de lecho (4,6 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -1 ½".

TABLA 22: Diferencias de peso por isocontenedor y totalizado de lecho (4,58 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -6".

TABLA 23: Proyecciones de apilamiento OBL, leyes respectivas y recuperación de estado actual OBL.

TABLA 24: Producción de cobre fino a distintas recuperaciones (2013-2029).

TABLA 25: Aporte de cobre fino a distintas recuperaciones implementando chancado de OBL.

TABLA 26: Proyección precio del cobre obtenido de las Orientaciones Comerciales 2011, Codelco Chile.

TABLA 27: Ingresos en dólares a distintas recuperaciones.

TABLA 28: Cobre aportado por año (Proyecto Chancado de OBL), considerando un 65% de recuperación.

TABLA 29: Costo referido al consumo de ácido en el área de lixiviación (implementación Proyecto Chancado de OBL).

TABLA 30: Costo referido a la etapa de Extracción por Solvente (implementación Proyecto Chancado de OBL).

TABLA 31: Costo referido al proceso de electroobtención (implementación Proyecto Chancado de OBL).

TABLA 32: Costo Total necesario para tratamiento de cobre en solución de los distintos procesos pertenecientes al área húmeda (implementación de proyecto Chancado de OBL).

TABLA 33: Costos de Operación y Mantenimiento de la alternativa n°1 de tratamiento OBL, entregados por Optimiza.

TABLA 34: Costos de implementación alternativa n°1, Chancado OBL 1 ½".

TABLA 35: Flujo de caja considerando una recuperación del proyecto chancado de OBL de un 65%.

TABLA 36: Proyecciones precio del cobre (ref: Superintendencia Planificación planta - RT, 2011) .

TABLA 37: Recuadro resumen de las combinaciones analizadas por MAXIMIZA.

TABLA 38: Detalle de las posibles alternativas para el tratamiento del mineral OBL.

TABLA 39: Costos de inversión al primer año de implementación (2013).

TABLA 40: Costos de inversión para alternativas que necesitan con inversión al año 2020.

TABLA 41: Costos de Operación - Chancado OBL, alternativas analizadas por Optimiza.

TABLA 42: Costos de Mantenimiento estimadas por Optimiza (US\$/año).

TABLA 43: Resumen de evaluación económica Tasa 8%.

TABLA 44: Resumen de Evaluación económica Tasa 10%.

ÍNDICE DE FIGURAS

- FIGURA 1:** Esquema proceso lixiviación ROM (Dump).
- FIGURA 2:** Mapa minero de la Región de Antofagasta (referencia 2011).
- FIGURA 3:** Esquema de proceso - Radomiro Tomic, CODELCO - Chile.
- FIGURA 4:** Esquema de proceso, Radomiro Tomic (ref. 2011).
- FIGURA 5:** Diagrama del Tren D, División Radomiro Tomic. (P. Schmidt,2001)
- FIGURA 6:** Diagrama Eh / pH para la estabilidad del agua a 25°C, mostrando los campos de estabilidad del agua.
- FIGURA 7:** Diagrama Eh - pH del sistema Cu - H₂O.
- FIGURA 8:** Esquema de una reacción de lixiviación con formación de una capa porosa.
- FIGURA 9:** Gradiente de concentración en la vecindad de una interfase sólido - líquido.
- FIGURA 10:** Modelo del núcleo sin reaccionar.
- FIGURA 11:** Fases con minerales oxidados y sulfurados - Radomiro Tomic.
- FIGURA 12:** Esquema de las columnas en serie utilizado en la planta de Huechún.
- FIGURA 13:** Carguío de mineral a cajón de levante.
- FIGURA 14:** Carga de mineral en columnas de 6 metros (Planta Huechún), control de análisis granulométrico.
- FIGURA 15:** Ilustración de planta Huechún, al momento de carguío de columnas.
- FIGURA 16:** Izaje de Monturín, previo a retiro de columnas.
- FIGURA 17:** Monturín instalado en columna, para realizar izaje de columna.
- FIGURA 18:** Descenso de columna de 6 metros.
- FIGURA 19:** Izaje de columna a camión tolva.
- FIGURA 20:** Descarga de mineral en camión pluma.
- FIGURA 21:** Posicionamiento de columna en estructura de pruebas en serie.
- FIGURA 22:** Descarga de columna a camión para realizar toma de muestras (Ripio).
- FIGURA 23:** Descarga de toma de muestras de camión contenedor de Ripios.
- FIGURA 24:** Recepción toma de muestras de ripios.

FIGURA 25: Rotulado toma de muestras de ripios, correspondientes a cada set de pruebas.

FIGURA 26: Muestras ya rotuladas, dentro de maxisaco para transporte a División RT.

FIGURA 27: Carga de maxisacos a camión con destino Radomiro Tomic.

FIGURA 28: Esquema de las columnas en serie para mineral OBL, Planta Piloto RT - CODELCO, Chile.

FIGURA 29: Traslado de isocontenedores de planta SX a Planta Piloto.

FIGURA 30: Lavado de isocontenedores en planta piloto RT.

FIGURA 31: Corona de pila ROM, (Malla de riego) - Radomiro Tomic, Chile.

FIGURA 32: Malla de riego utilizada en pruebas metalúrgicas - Radomiro Tomic.

FIGURA 33: Diseño utilizado de la base del isocontenedor con Drenaflex.

FIGURA 34: bombas peristálticas división DRT (2011).

FIGURA 35: Bombas peristálticas instaladas en la estructura de isocontenedores.

FIGURA 36: Sistema recolector de efluentes por isocontenedor.

FIGURA 37: Estanques colectores de soluciones, Gaviones - Radomiro Tomic.

FIGURA 38: Isocontenedor con solución Lixivante (refino) al costado de pruebas metalúrgicas.

FIGURA 39: Operadores cuantificando solución lixivante para inicio de turno.

FIGURA 40: Preparación de bidón de alimentación (inicio de turno).

FIGURA 41: Pila OBL, sector sur - Distribución Granulométrica. Radomiro Tomic.

FIGURA 42: Carga de mineral de 6" a buzón de chancador primario - Planta Piloto.

FIGURA 43: Personal CIMM retirando sobre tamaño de 4" (mineral OBL).

FIGURA 44: Planta piloto, Chancado - Radomiro Tomic.

FIGURA 45: Mineral OBL -1 ½" y retroexcavadora captando mineral sobre +1 ½".

FIGURA 46: Acopio mineral +4" y +2" (mineral OBL 6").

FIGURA 47: Clasificación de mineral de 6": +4", +2", +1 ½" y -1 ½".

FIGURA 48: Preparación de superficie con carpeta HDPE.

FIGURA 49: Carga de mineral ya clasificado a isocontenedores de pruebas de 6".

FIGURA 50: Carga de mineral a balde de brazo de excavadora.

FIGURA 51: Carga de mineral con retroexcavadora a Isocontenedor.

FIGURA 52: Carga de mineral con retroexcavadora a Isocontenedor.

FIGURA 53: Carga de mineral, para pruebas metalúrgicas con mineral 6".

FIGURA 54: Carga de mineral, para pruebas metalúrgicas con mineral 6".

FIGURA 55: Isocontenedor cargado con mineral OBL de 6".

FIGURA 56: Operador controlando flujo instantáneo de alimentación.

FIGURA 57: Diagrama de tratamiento de la alternativa nº1, propuesta por Optimiza.

FIGURA 58: Área disponible para proyecto chancado OBL.

ÍNDICE DE GRÁFICOS

GRÁFICO 1: División Radomiro Tomic. Plan de Negocios y Desarrollo, Total cobre Fino versus año, 2011.

GRÁFICO 2: Plan de Negocios y Desarrollo, Total cobre Fino versus año, incorporando proyecto chancado de Oxido de Baja ley (Recup. 65%), 2011.

GRÁFICO 3: Proyección de movimiento de minerales sulfurados. (Radomiro Tomic - Codelco, Chile).

GRÁFICO 4: Razón de Lixiviación v/s días de operación.

GRÁFICO 5: Proyecciones de recuperación de cobre (mineral -1 ½), cada 15 días de riego efectivo - Planta Huechún.

GRÁFICO 6: Proyecciones de recuperación de cobre (mineral -6"), cada 15 días de riego efectivo - Planta Huechún.

GRÁFICO 7: Principales concentraciones de soluciones de mineral con granulometría de -1 ½".

GRÁFICO 8: Principales concentraciones de soluciones para mineral con granulometría bajo 1 ½".

GRÁFICO 9: Consumo Ácido v/s días de operación (-1 ½" y -6").

GRÁFICO 10: Consumo específico VS Consumo Neto.

GRÁFICO 11: Recuperación de Cu v/s días de operación.

GRÁFICO 12: Recuperación de Cu v/s días de operación.

GRÁFICO 13: Proyección Cinéticas de Disolución de Cobre.

GRÁFICO 14: Recuperación de Cu proyectada v/s días de operación (295 días).

GRÁFICO 15: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación.

GRÁFICO 16: Razón de Lixiviación v/s días de operación.

GRÁFICO 17: Concentraciones de soluciones de mineral con granulometría de -1 ½".

GRÁFICO 18: Concentraciones de soluciones, mineral con granulometría de -6".

GRÁFICO 19: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación.

GRÁFICO 20: Recuperación de Cu proyectada v/s días de operación (173 días).

GRÁFICO 21: Consumo acumulado ácido v/s días de operación (Radomiro Tomic).

GRÁFICO 22: Consumo específico para pruebas realizadas en planta piloto RT.

GRÁFICO 23: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación (Pruebas Realizadas en RT).

GRÁFICO 24: Retorno económico del proyecto de chancado de OBL.

GRÁFICO 25: Análisis de sensibilidad a las proyecciones del valor del cobre.

GRÁFICO 26: Análisis de sensibilidad a las proyecciones del valor del cobre.

GRÁFICO 27: Análisis de sensibilidad según retraso de puesta en marcha.

GLOSARIO DE TÉRMINOS

- **(AC)** : Acuoso.
- **(g)** : Gaseoso.
- **%** : Porcentaje.
- **°C** : Grados Celsius.
- **ΔG°** : Energía libre estándar de la reacción.
- **Amp** : Ampere.
- **ANSCO** : Asociación Nacional de Supervisores del Cobre.
- **CAEX** : Camión de Extracción.
- **CIMM** : Centro de Investigación Minera y Metalúrgica.
- **cm** : Centímetro.
- **CODELCO**: Corporación Nacional del Cobre.
- **Cu** : Cobre.
- **Cu_2O** : Cuprita.
- **CuO** : Tenorita.
- **$CuSO_4$** : Sulfato de Cobre.
- **D** : Coeficiente de difusión de la especie considerada en solución acuosa.
- **DRT** : División Radomiro Tomic.
- **E** : Porosidad de la capa de producto.
- **E_a** : Energía de activación.
- **E_h** : Potencial redox.
- **E°** : Potencial de electrodo estándar.
- **ER** : Electrodo de referencia.
- **ET** : Electrodo de Trabajo.
- **EW** : Electro Obtención.
- **F** : Constante de Faraday.
- **Fe** : Hierro.
- **Fe^{2+}** : Ion Ferroso.

- **Fe³⁺** : Ion Férrico.
- **FESUC** : Federación de Supervisores del Cobre.
- **FTC** : Federación de Trabajadores del Cobre.
- **g** : Gramos.
- **gpl** : Gramos por litro.
- **H₂O** : Agua.
- **H₂SO₄** : Ácido Sulfúrico.
- **HDPE** : Polietileno de alta densidad.
- **hr** : Hora.
- **k** : constante de velocidad.
- **KCl** : Cloruro de Potasio.
- **Kg** : Kilogramo.
- **KTPD** : Kilo Tonelada Por Día
- **lb** : Libras.
- **lt** : Litro.
- **LX** : Lixiviación.
- **m** : Metros.
- **meq** : mili equivalentes.
- **mg** : Miligramo.
- **ml** : mililitros.
- **n** : Orden de la reacción.
- **O₂** : Oxígeno.
- **OBL** : Oxido de Baja Ley.
- **P80** : 80% bajo.
- **pH** : Medida de acidez o alcalinidad de una disolución.
- **PLS** : Pregnant leach solution (Solución Cargada de Lixiviación).
- **PND** : Plan de Negocios y Desarrollo.
- **ppm** : Partes por millón.
- **PVC** : Policloruro de vinilo.
- **R** : Constante de los gases.
- **Rlix** : Razón de lixiviación.

- **ROM** : Run of mine, tamaño de tronadura.
- **SX** : Extracción por solventes.
- **t** : Tonelada.
- **Tf** : Toneladas Finas.
- **TIR** : Tasa de interés de retorno.
- **TM** : Toneladas métricas.
- **TMF** : Toneladas métricas finas.
- **tms** : Tonelada métrica seca.
- **T°** : Temperatura.
- **Ton** : Tonelada.
- **US\$** : Dólares Americanos.
- **V** : Volt.
- **VAN** : Valor Absoluto Neto.
- **Vs** : Versus.
- δ : Capa límite.
- v_i : Coeficientes estequiométricos de la reacción.

CAPITULO 1: INTRODUCCIÓN

La División Radomiro Tomic a partir del año 2015, se verá enfrentada a una disminución en la ley de su mineral oxidado y la consiguiente baja de producción de cobre fino (2013 – 2029) por vía hidrometalúrgica. Por este motivo, nace la necesidad de buscar una alternativa para disminuir la caída de producción de cobre fino. Una de las alternativas de negocios que se visualiza para amortiguar este déficit de ley de cobre, es la posibilidad de mejorar la recuperación de cobre en la etapa de lixiviación de los minerales óxidos de baja ley (OBL). Para aumentar esta recuperación se plantea reducir su granulometría actual de tratamiento, la cual es ROM (Run Of Mine, Tamaño después de la tronadura), lo que corresponde a 35% bajo 1”. La idea es alcanzar el 65% de recuperación, y por este motivo se recomienda emplear el tamaño granulométrico actual de las pilas de lixiviación primaria (80% bajo 1”) donde se recupera alrededor de ese porcentaje.

El estudio de este proyecto, chancado de óxidos de baja ley (OBL), en conjunto con otros proyectos ayudarán a amortiguar el proceso de adaptación que enfrentará la División en la incorporación de la nueva planta concentradora de sulfuros que se pretende poner en marcha el año 2016, la cual tiene como diseño tratar 100 mil toneladas húmedas día de minerales sulfurados, incorporando una producción de cobre fino de 160.000 ton Cobre fino/año y 3000 Ton/año de Molibdeno.

1.1. PLANTEAMIENTO DE PROYECTO

La División Radomiro Tomic (DRT), según su Plan de negocios y Desarrollo (PND2011), el año 2015 presentará una reducción de ley de sus minerales Oxidados, lo cual provocará una disminución de producción de cobre fino. Esta disminución se mantendrá constantemente con un promedio de 25.000 toneladas por año, hasta llegar al año 2019. Esto es producto de la explotación minera que ya ha alcanzado zonas de mayor profundidad, encontrándose con zonas de minerales sulfurados. Debido a esto, la División Radomiro Tomic debe

buscar una alternativa para mantener el negocio minero e intentar reducir esta caída de producción, hasta que se implemente una nueva planta de tratamiento de minerales sulfurados, y así no tener que enviar a otra División los minerales sulfurados que se están explotando. En la actualidad, la División Radomiro Tomic envía 60 mil Ton/día de minerales sulfurados a Chuquicamata (Referencia diciembre 2011).

Para reducir esta caída de producción de cobre fino, vía hidrometalúrgica, una de las alternativas de negocios que se visualiza es poder mejorar la recuperación de lixiviación de los minerales óxidos de baja ley (OBL) donde la recuperación promedio que se obtiene al lixiviar el mineral ROM será del orden 35.6% entre los periodos (2013-2029). Se prevé que reduciendo la granulometría a un tamaño similar al mineral primario (P80 de 1", en otras palabras que el 80% es bajo una pulgada) procesado en la División, se logrará obtener un porcentaje similar de recuperación, el cual se acerca al 65% como promedio. Además, el ciclo de lixiviación de los minerales oxidados de baja ley en la actualidad es de alrededor de 300 días. Sumado a ello, esta reducción de tamaño ayudaría a bajar los ciclos de lixiviación a un ciclo alrededor de 80 días.

En el gráfico 1, se muestra una representación del Plan de Negocios y Desarrollo (año 2011) de la División Radomiro Tomic.

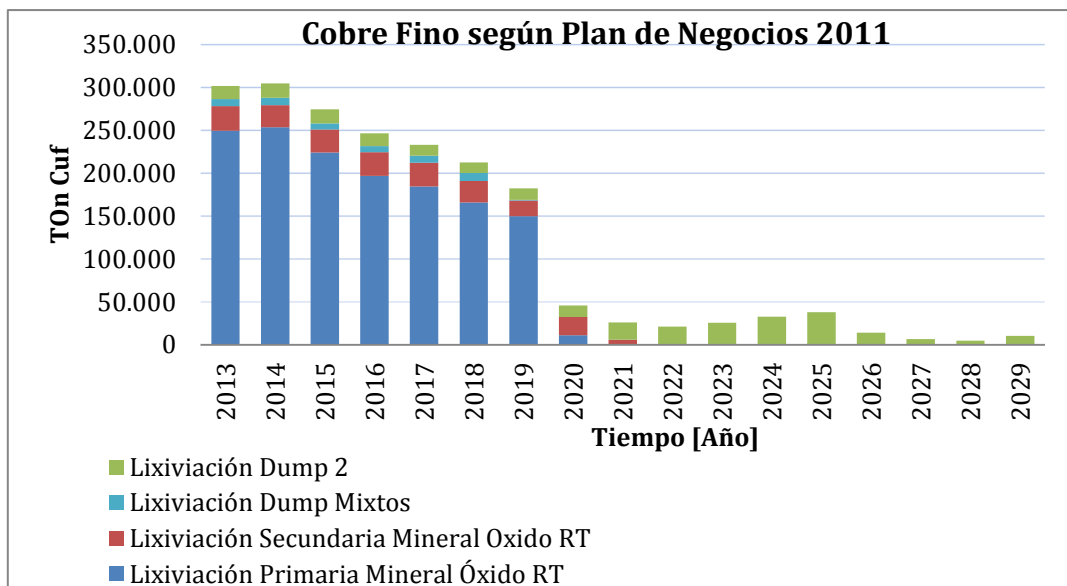


GRÁFICO 1: División Radomiro Tomic. Plan de Negocios y Desarrollo, Total cobre Fino vs año, 2011.

El Gráfico 1 representa la producción vía hidrometalurgia de la División Radomiro Tomic donde se puede concluir que no tiene grandes expectativas futuras debido al agotamiento de minerales oxidados. La caída de producción es considerable, ya que en la actualidad su producción anual es superior a 300 mil toneladas de cobre fino por año y en el año 2020 bajará prácticamente a 50 mil Ton/año.

A continuación, en el Gráfico 2, se incluye el posible cobre aportado por el proyecto de chancado de OBL en la producción anual de la División, suponiendo una recuperación del 65%, donde el color morado es el aporte de cobre fino de dicho proyecto por año.

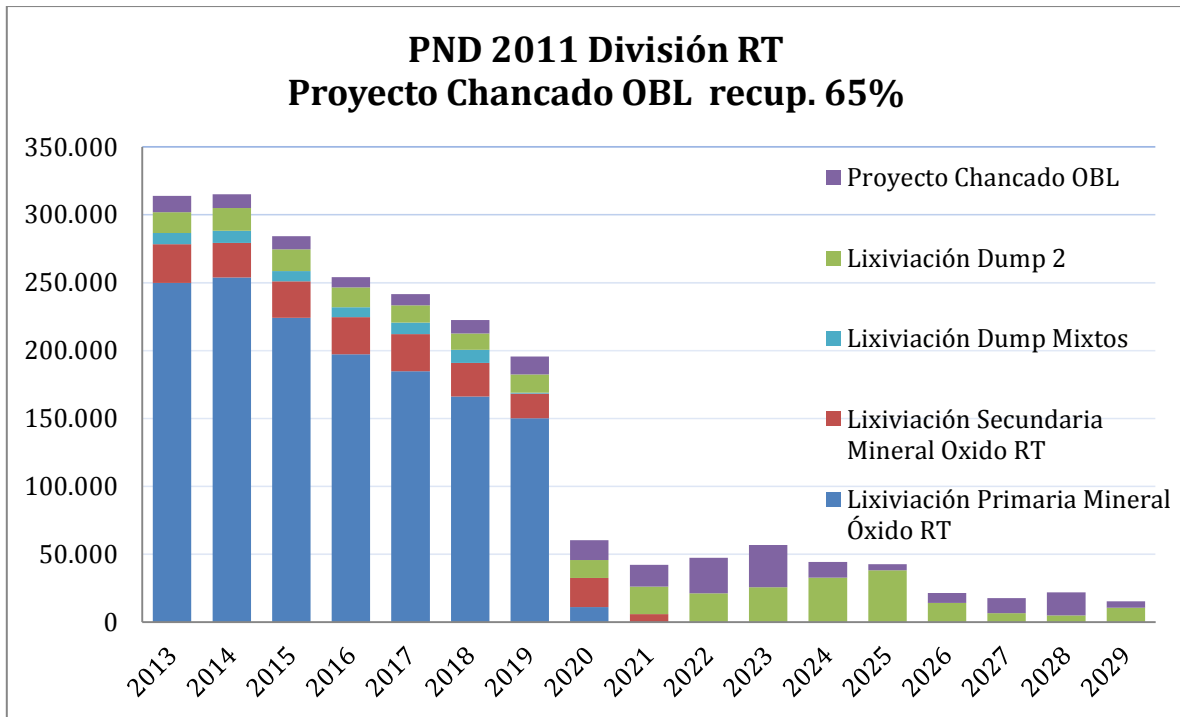


GRÁFICO 2: Plan de Negocios y Desarrollo, Total cobre Fino versus año, incorporando proyecto chancado de Oxido de Baja ley (Recup. 65%), 2011.

La incorporación del proyecto de chancado de OBL aportaría con 204.477 toneladas de cobre fino, considerando 65% de recuperación entre el periodo (2013-2029). Con este porcentaje de recuperación se constituye una oportunidad de negocio, ya que entrega prácticamente un año de producción más de cobre fino repartida en el periodo antes mencionado.

1.1. OBJETIVOS

1.1.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar las cinéticas de recuperación y consumo de ácido del mineral óxidos de baja ley (OBL) de la División Radomiro Tomic a granulometrías 100% bajo 1 ½" y 6".

1.1.2. OBJETIVOS ESPECÍFICOS

Planta Huechún

- Supervisar y analizar resultados de pruebas metalúrgicas realizadas en División Andina (Planta Huechún), para estimar posibles recuperaciones de un ciclo de lixiviación de 300 días.
- Proyectar recuperaciones a una razón de lixiviación 1,5 (m³/ton) cada 15 días según riego efectivo de las pruebas realizadas, con el propósito de estimar posibles recuperaciones con el mineral OBL (1½" y 6").

Planta piloto RT

- Realizar diseño experimental para pruebas metalúrgicas en serie (Isocontenedores), con el propósito de poder implementar pruebas en las instalaciones de Radomiro Tomic y poder evaluar el mineral OBL a una Tasa de Riego Distinta (5 lt/m²/h) y con refino acondicionado a 30 gpl de ácido.
- Implementación de set de pruebas en planta Piloto RT (-1 ½ y 6").

1.1.3. ESTADO ACTUAL PROCESAMIENTO ÓXIDOS BAJA LEY (OBL)

El mineral de baja ley es extraído directamente de la mina, con granulometría ROM, y es ubicado en botaderos por medio de camiones de alto tonelaje, como lo representa la figura 1. El ciclo de lixiviación es de 300 días aproximadamente. El mineral es regado mediante goteros con una solución de refino, la cual contiene concentraciones de 0,9 a 1,6 gpl de cobre; esta es impulsada mediante bombas desde la piscina de reimpulsión que riega los botaderos de rípios. El flujo promedio es de 340 m³/hr.

La cancha de acopio se divide en 45 módulos en el primer piso, 32 en el segundo y 11 en el tercer piso. Los módulos cargados son de 100 m largo* 80 m ancho y 30 m de alto con capacidad de 330.000 ton promedio cada uno.

El mineral procesado tiene leyes entre [0,25 - 0,3]% y la solución efluente contiene una concentración promedio de [4.0 – 5.2] gpl de Cu, siendo drenada hacia una canaleta que desemboca en una piscina desarenadora (contenedora de sólidos en suspensión). Esta solución se combina con la solución proveniente de rípios y con el refino proveniente de los trenes A, B, C y D en la piscina de refino, formando una solución de refino con concentraciones entre [1.2 – 1.7] gpl de Cobre.

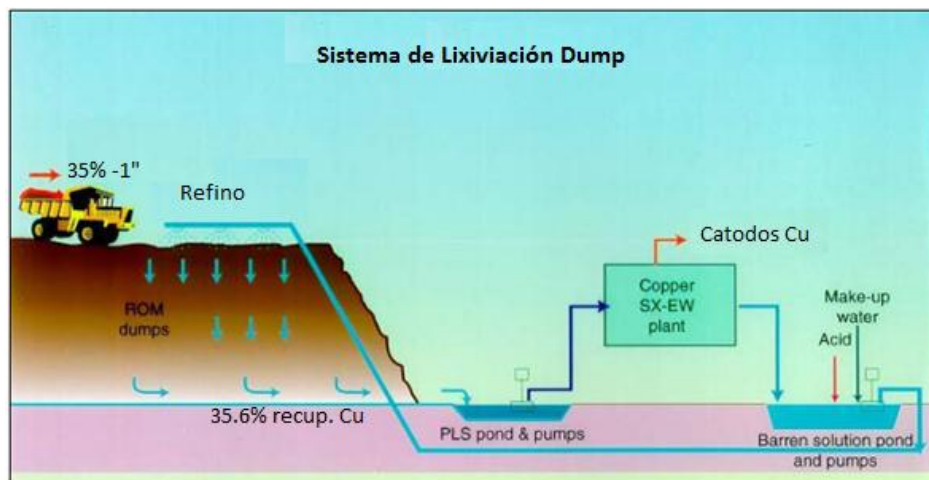


FIGURA 1: Esquema proceso lixiviación ROM (Dump).

CAPITULO 2: ANTECEDENTES GENERALES DE LA CORPORACIÓN

2.1. CODELCO

El nombre Codelco representa a la Corporación Nacional de Cobre de Chile, una empresa propiedad del Estado Chileno, la cual tiene como propósito la explotación y desarrollo de los recursos mineros de cobre y subproductos, estos últimos con la finalidad de proporcionarle un valor agregado a sus tratamientos vía procesos hidrometalúrgicos y pirometalúrgicos.

Relacionado a su producción, el año 2010 produjo 1.7 millones de toneladas métricas de cobre refinado (incluyendo la participación de El Abra). Dichas toneladas corresponde al 11% de la producción mundial.

2.2. UBICACIÓN

La mina Radomiro Tomic se encuentra en la segunda región de Antofagasta, a 45 km de la ciudad de Calama, en el desierto de Atacama, a 3000 metros sobre el nivel del mar.

A continuación, la figura 2 presenta un mapa minero de Región de Antofagasta con la idea de tener una noción de la ubicación regional de la División Radomiro Tomic.

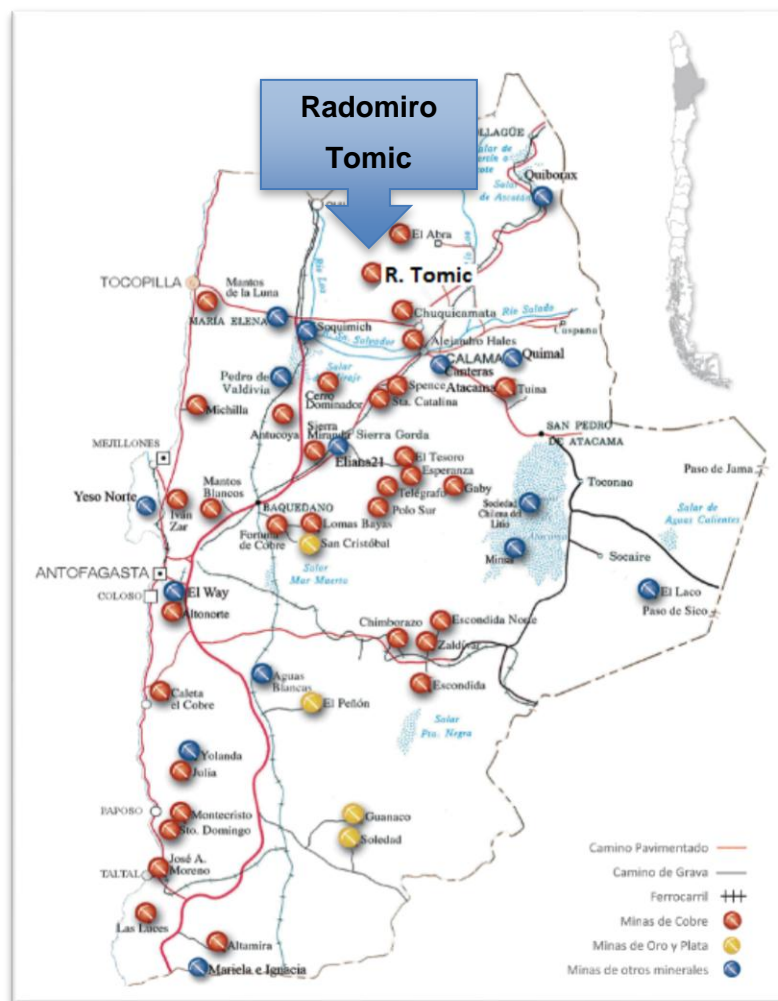


FIGURA 2: Mapa minero de la Región de Antofagasta (referencia 2011).

Radomiro Tomic es un yacimiento donde el tipo de explotación es a rajo abierto para la obtención de minerales oxidados. Aunque fue descubierto en la década de 1950, sus operaciones comenzaron en 1995, después de que Codelco actualizara los estudios sobre la factibilidad de su explotación y contara con la tecnología necesaria para explotarlo de manera económicamente rentable.

Las operaciones de la división Radomiro Tomic poseen una capacidad de producción de cobre fino de 360 kt/año, a partir de una extracción mina en torno a 210 Mt /año. Además, se explotan minerales sulfurados que alimentan la concentradora de Chuquicamata, a un ritmo de 60 Kt/d aproximadamente durante los primeros años del plan y a niveles de 80 Kt/d a partir del año 2021. Se proyecta que esta mina extenderá su vida hasta el año 2017 en óxidos y hasta el año 2038 en sulfuros.

2.3. PRINCIPALES PROYECTOS

A mediados del año 2010 concluyó la construcción del proyecto explotación sulfuros mina Radomiro Tomic-Fase I, que se realizó bajo la modalidad fast track (vía Rápida), en 24 meses. A fines de 2010 las instalaciones y obras de desarrollo entraron en operación comercial.

El proyecto, que demandó una inversión total de US\$ 370 millones, contempla un sistema de chancado y transporte de mineral desde la mina Radomiro Tomic a la planta concentradora de Chuquicamata, con una capacidad nominal de 100 mil toneladas de minerales sulfurados por día. Gracias a este desarrollo, la concentradora de Chuquicamata (ubicada a 8 kilómetros de la mina Radomiro Tomic) podrá mantener su plena capacidad durante el período de transición de Chuquicamata a cielo abierto hacia su explotación subterránea.

Con el objeto de capturar el valor de los significativos recursos mineros disponibles en el yacimiento Radomiro Tomic, se avanzó de manera importante en los estudios técnicos y económicos para la futura explotación de los minerales

de sulfuros del proyecto Radomiro Tomic-Fase II. Durante 2010 también se realizaron inversiones relevantes en renovación de equipos mineros de la mina, especialmente con mejoras tecnológicas en las flotas de camiones y palas. Además, se autoriza la ampliación de los botaderos de ripio en la mina Radomiro Tomic.

La caída progresiva de la producción de cobre de la División, obliga la incorporación de proyectos que ayuden a sostener el negocio hasta el tratamiento de minerales sulfurados.

El Gráfico 3, representa la proyección del movimiento de los minerales sulfurados por día a diferentes años de la División Radomiro Tomic.

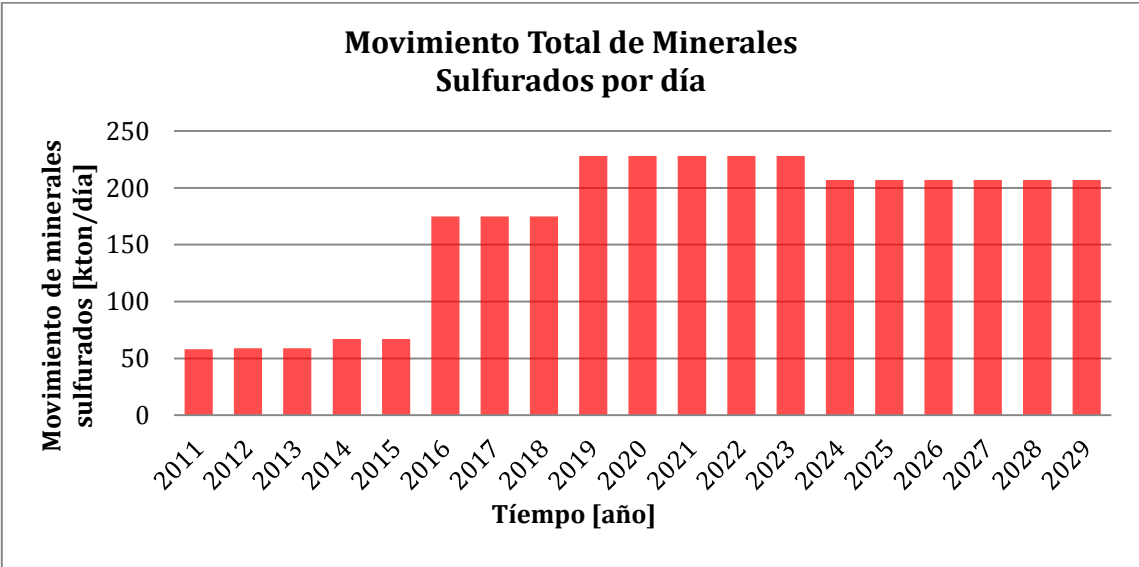


GRÁFICO 3: Proyección de movimiento de minerales sulfurados. (Radomiro Tomic - Codelco, Chile).

2.4. DESCRIPCIÓN DEL PROCESO PRODUCTIVO DE RADOMIRO TOMIC

A continuación se presentan dos figuras; la primera de ellas (Figura 3) muestra el esquema de proceso de y la otra el circuito de lixiviación de Radomiro Tomic (Figura 4).

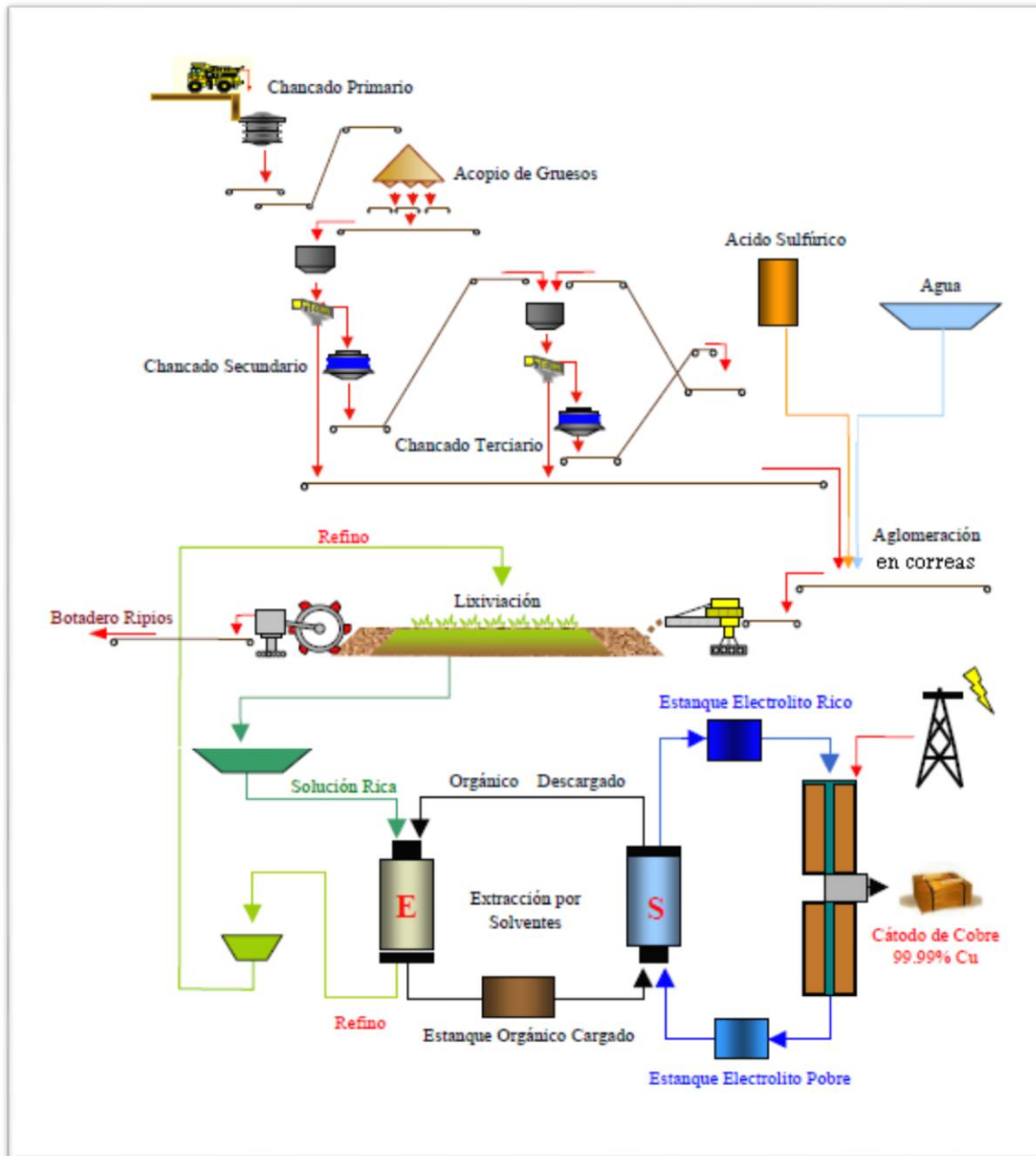


FIGURA 3: Esquema de proceso - Radomiro Tomic, CODELCO - Chile.

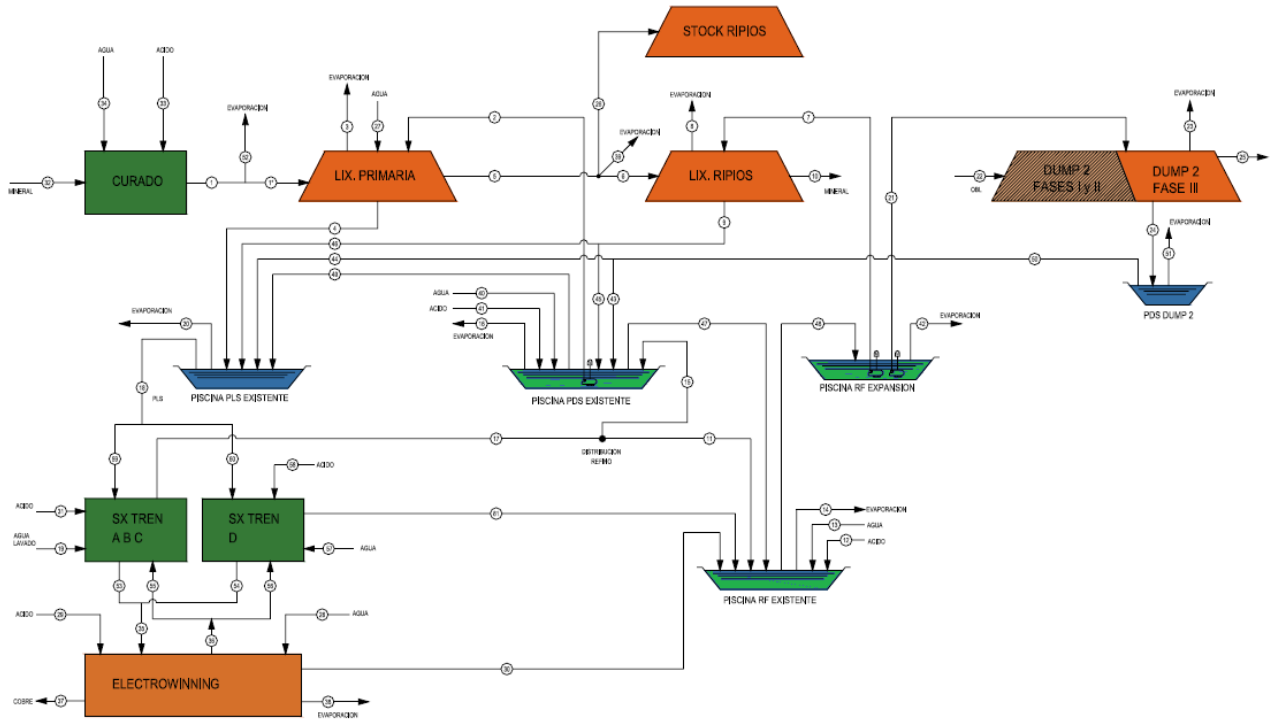


FIGURA 4: Esquema de proceso, Radomiro Tomic (ref. 2011).

2.4.1. CHANCADO Y TRANSPORTE DE MINERAL

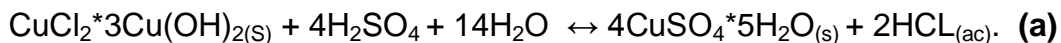
La mina Radomiro Tomic es operada a rajo abierto bajo métodos convencionales y puede abastecer hasta 220.000 toneladas de mineral por día. Los minerales que se extraen son principalmente Crisocola y Atacamita. Este mineral es trasladado al chancado en donde mediante tres etapas de chancado la mezcla del mineral es reducido de tamaño hasta 100% bajo 1".

Con respecto al tratamiento que se le aplica al material extraído de la mina, este en primer lugar pasa por un chancado primario (mandíbula 31X44"), luego el mineral chancado es distribuido a 7 chancadores secundarios (KODIAK-400) y a continuación a 5 terciarios, estos dos últimos ubicados en planta. Cabe mencionar que el material es almacenado en silos antes de pasar de un chancado a otro y es transportado por medio de correas transportadoras.

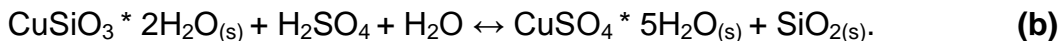
2.4.2. CURADO

El curado se realiza directamente sobre las correas transportadoras, con ácido sulfúrico y agua, las cuales comunican el circuito de chancado y las pilas de lixiviación primaria. Las reacciones principales que se realizan en la División Radomiro Tomic (DRT), son las siguientes debido a sus composiciones mineralógicas:

- Atacamita:



- Crisocola:



El curado es una forma muy efectiva de aumentar la cinética de disolución, este consiste en un pre-tratamiento con ácido concentrado al mineral. Durante el curado se produce una transformación de las especies de minerales de cobre que están más próximas a la superficie, en otras de mayor solubilidad en medio ácido acuoso, normalmente sulfato de cobre. Con este método se logra inhibir la disolución de algunas especies indeseables de la ganga, como el aluminio y la sílice.

Las soluciones de lixiviación al inicio del ciclo encuentran toda la trayectoria del lecho de mineral acidulada y, en muchos casos, sin consumir una mayor cantidad de ácido, disuelven el sulfato de cobre ya producido por el pre-tratamiento ácido.

Para la distribución uniforme del ácido, la planta posee un sistema de regadores sobre la correa transportadora que traslada el mineral a la pila (curado en correas).

2.4.3. LIXIVIACIÓN

El proceso de lixiviación es en pilas dinámicas con sistema de desapilamiento de rípios lixivados a través de una rotopala, un sistema de correas transportadoras y un apilador móvil. El rípio es descargado y apilado en un botadero. El resultado de la etapa de lixiviación es la obtención de una solución rica en cobre, esta solución extraída, también llamada PLS, es drenada a una canaleta la que alimenta unas piscinas desarenadoras donde la solución por rebose pasa a una piscina de PLS. Esta piscina alimenta, por medio de bombas, la planta de extracción por solvente (SX).

El mineral agotado de las pilas, que ya cumplió el ciclo de lixiviación, es extraído mediante un sistema mecanizado y una secuencia de correas transportadora que descarga este mineral en los botaderos de rípios. Los rípios son extraídos de las pilas con una humedad de 8% a 10%. El porcentaje de recuperación promedio de cobre es del orden del 72%, una vez finalizado su ciclo.

Los rípios son lixivados con un ciclo de riego de 300 días aproximados, al igual que los óxidos de baja ley (OBL), estos últimos con granulometría ROM (run of mine - Tamaño después de tronadura), y la pila de lixiviación mixta, la cual trata minerales sulfurados y oxidados.

2.4.4. EXTRACCIÓN POR SOLVENTE (SX)

En el proceso de Extracción por Solvente de la División Radomiro Tomic se lleva a cabo en cuatro trenes: A, B, C y D. Los tres primeros trenes (A, B, C) con dos etapas de extracción, una de reextracción y una de lavado, y el tren D con dos extracciones, dos reextracciones y un lavado.

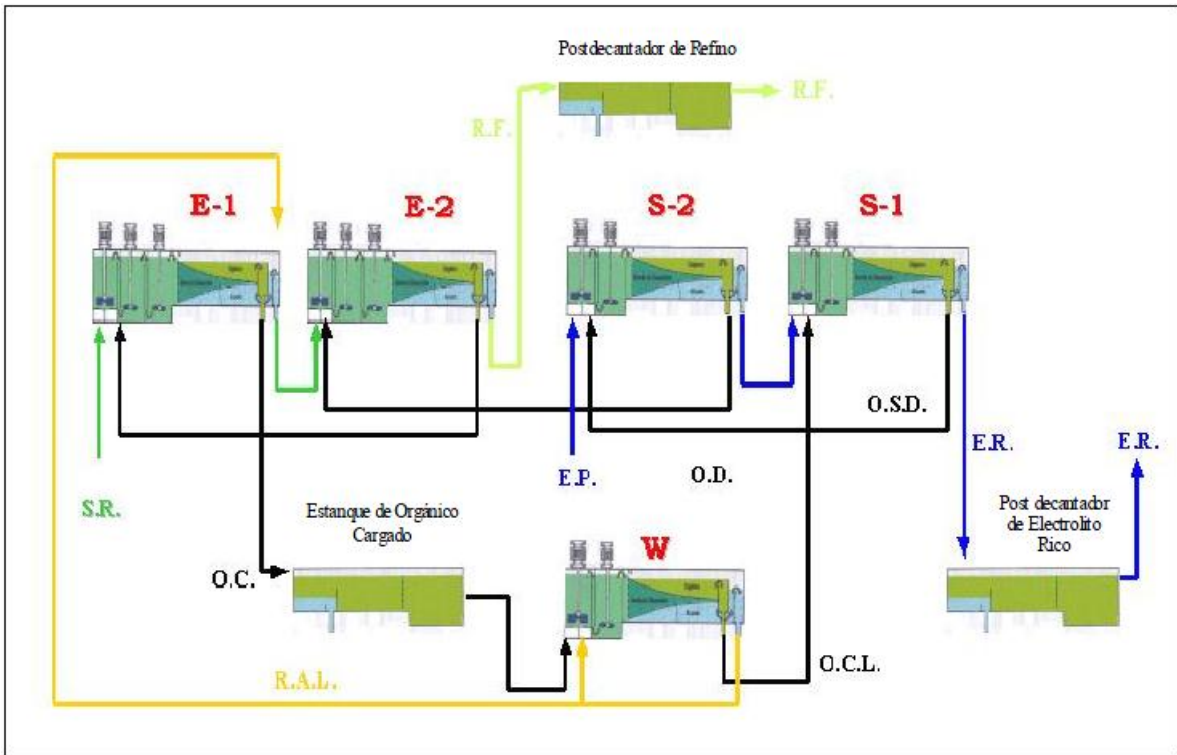


FIGURA 5: Diagrama del Tren D, División Radomiro Tomic. (P. Schmidt,2001)

2.4.5. ELECTROOBTENCIÓN

La electrodeposición de cobre es la recuperación del cobre como metal a partir de una solución electrolítica, en una celda electroquímica, aplicado a soluciones ricas en cobre o soluciones de avance proveniente de extracción por solvente, para obtener el cobre en estado metálico.

El proceso en la planta de electroobtención (RT) se realiza en celdas electrolíticas resistentes al ácido. Cada celda está compuesta por una cuba con electrolito (solución acuosa, con cobre y ácido sulfúrico en solución, entre otros). Estas contienen, cada una, 60 cátodos sobre los cuales se recuperará el cobre y 61 ánodos de plomo que ayudan a la transferencia eléctrica, por ende, las reacciones químicas buscadas.

La planta de EW (electrowining) tiene 1000 celdas dispuestas en 6 Bancos. Trabaja con tecnología Kidd Creek de cátodos permanentes, utilizando cuatro puentes grúa automáticos para el manejo de electrodos que operan programados con las tres maquinas lavadoras despegadoras de cátodos. Estas últimas con una capacidad promedio superior a las 800 toneladas diarias, lavan, despegan, pesan, corrugan, muestrean y forman paquetes de 52 placas catódicas de cobre con un peso promedio de 2,3 toneladas.

CAPITULO 3: MARCO TEÓRICO

3.1. LIXIVIACIÓN EN BOTADEROS (DUMP LEACHING)

Esta técnica consiste en lixiviar lastres, desmontes y oxidos de baja ley, los que debido a sus bajas leyes (inferiores a 0.3% Cu) no pueden ser tratados por métodos convencionales debido a que no son rentables por el gasto energético necesario en el proceso de conminución (reducción de tamaño del mineral).

Este mineral generalmente es tratado con tamaño "run of mine", mismo tamaño que proviene de la tronadura en la mina. Este es depositado sobre superficies poco permeables y las soluciones percolan a través del lecho por gravedad. Normalmente, son de grandes volúmenes que poseen los minerales, por ende, se requiere poca inversión y es económico de operar, pero la recuperación es baja (por ej. 35% Cu) y necesita tiempos excesivos para extraer el porcentaje antes mencionado. Las soluciones de riego se alimentan generalmente por líneas de goteos.

Preparación del terreno

La mayoría de los botaderos han sido construidos en algunas áreas de topografía favorable existente cerca de la mina que origina el mineral. Cuando se ha pensado en el futuro, la zona de botaderos ha sido seleccionada de modo de asegurar su impermeabilidad y la factibilidad de utilizar la pendiente natural de los valles y quebradas, para recuperar soluciones.

En algunos casos cuando el terreno no es suficiente impermeable, se preparan áreas especiales, similares en las de lixiviación en pilas. Por ejemplo, el suelo puede impermeabilizarse con capas compactadas de escorias, asfalto y sellos de material fino del mismo mineral o de la planta de flotación.

Como existe una etapa de transporte del mineral desde la mina al ROM (botadero), se cuenta con la posibilidad de cierto control sobre la regularidad del tamaño; se trata de que sea lo más uniforme posible. Además se cuida obtener el menor tamaño posible a través de optimización de la tronadura. También aquí

puede seleccionarse el mineral, tratando de evitar zonas mineralizadas conteniendo carbonatos u otra ganga soluble.

Forma y carguío de botaderos

La forma de la mayoría de los botaderos es la de un cono invertido truncado, el cual se desarrolla por las técnicas de carguío. El mineral adquiere un talud correspondiente a su tipo y tamaño. Normalmente una mina a rajo abierto trabaja con carguío de pala mecánica y transporte en camiones, es decir, los camiones descargan en el botadero. Se debe tener cuidado y evitar la compactación por el peso de los camiones, la cual puede provocar zonas permeables, apareciendo bolsones de solución en algunos puntos y regiones no mojadas en otros. Una manera adecuada sería descargar con camiones y emparejar el terreno con algún equipo más liviano (bulldozer).

Dimensiones

Las dimensiones varían, siendo el rango entre unos pocos hasta miles de millones de toneladas. La altura total, del piso a la superficie, puede variar entre un par de metros hasta más de trescientos metros. Se debe notar que los botaderos disminuyen su altura después de la introducción de soluciones, por varias razones:

- a) Transporte de finos a los huecos, provocando compactación.
- b) Aumento del peso con la solución, provocando compactación.
- c) Disolución y desintegración de los minerales del botadero.

Distribución de las soluciones

Es necesario distribuir de la mejor forma posible las soluciones de lixiviación. En la mayoría de los casos, se recirculan las soluciones pobres desde la etapa de recuperación del metal, agregándoles agua (para reponer agua perdida por fugas y evaporaciones) y ácido tanto para mantener el pH entre 1,5 - 3,0, adecuado para la disolución de los minerales, como para minimizar la hidrólisis y precipitación de los compuestos de hierro.

La distribución de las soluciones se realiza por riego, inundación y perforaciones verticales. La elección del método depende de las condiciones climáticas, altura, área, mineralogía y tamaño de partículas.

- a) **Riego:** Permite una distribución uniforme sobre el área superficial del botadero. Lo más común, es usar tuberías de goteros o aspersores. La solución es bombeada y la presión creada provoca una descarga controlada por las perforaciones y/o aspersores.

- b) **Inundación:** Aquí, se crean pozas de 1,5 x 1,5 mts o canales de 0,5 x 10 mts sobre la superficie del botadero, inundaciones con solución. En la zona de los taludes, normalmente, se usan métodos de riego, ya que estas zonas son difíciles. La solución tiende a formar canales que siguen la máxima pendiente y no penetran al cuerpo del botadero.

- c) **Perforaciones verticales:** En este caso, la solución se introduce mediante tuberías plásticas perforadas verticales al interior del botadero. Generalmente, se perforan orificios de 15 cm de diámetro y a 2/3 de altura en una malla de 0,5 x 1 mt. Las tuberías que se introducen son de 10 centímetros. Los flujos de las soluciones dependen de la permeabilidad. Un rango general va de 1 a 15 (l/h/m²).

- d) **Materiales de construcción:** Los materiales de construcción que se utilizan deben ser resistentes a la corrosión de un medio ácido. Se cuentan con materiales plásticos como PVC, HDPE y polipropileno. También se usan resinas reforzadas con fibra de vidrio. Las tuberías de alta presión son de acero revestidas en HDPE.

Recolección de soluciones: Se utilizan piscinas construidas a propósito. Es común un fondo impermeabilizado una doble capa de HDPE con gomas o vinilo.

Aspectos operacionales y de diseño

Considerando el caso de botaderos de minerales oxidados y sulfurados, se han desarrollado varios modelos que permiten optimizar el diseño, operación y escalamiento de dichas operaciones. El problema es complejo y deben considerarse los aspectos siguientes:

- Química del proceso, la cual es afectada e influenciada por un sin número de factores (reacciones generadoras y consumidoras de ácido, reacciones que requieren oxígeno, reacciones de precipitación y naturaleza exotérmica de algunas reacciones.)
- Procesos de transporte involucrados, como transporte de soluciones, difusión de reactantes y productos, transporte de calor, etc., que son determinantes de factores como la geometría del botadero, modo y velocidad de flujo de soluciones de irrigación, distribución de tamaño de partículas y consolidación del mineral.
- Independientemente de los modelos existentes, en cada caso específico debe realizarse estudios experimentales (a escala) para obtener parámetros de operación, además de los respectivos factores de escala.

De los estudios puede obtenerse:

- Flujo óptimo de solución lixivante, de un modo cíclico o intermitente.
- Longitud del ciclo.
- Características de pH y concentración de iones en solución de entrada.
- Tamaño y distribución óptima de rocas.
- Altura o tamaño del botadero.
- Permeabilidad y consolidación del botadero.
- Tipo de inyección o aplicación de la solución para óptimo contacto o saturación del botadero.

Características de las soluciones

Típicamente, las soluciones de entrada tienen una razón ferroso/férrico mayor que uno, con un pH menor a 2,6 para evitar precipitaciones de hidróxidos de hierro o jarositas. Las soluciones efluentes, por otra parte, tendrán una razón ferroso a férrico menor que uno. El hierro total de las soluciones efluentes puede ser de hasta 20-40 gpl, no siendo afectada la extracción, pero estas altas concentraciones de hierro pueden afectar la eficiencia del proceso posterior de recuperación del metal (SX).

Otros elementos en solución pueden alterar algunas reacciones o ser tóxicos para las bacterias, alterando la catálisis bacteriana y reduciendo las velocidades de reacción. Nótese que los elementos tóxicos pueden acumularse en los efluentes e irse, a su vez, acumulando en el sistema.

Velocidad de flujo y ciclo de irrigación

Este parámetro es importante no sólo sobre la composición química del efluente, sino que también sobre aquellos parámetros de la velocidad de lixiviación influenciados por la temperatura.

Usualmente, tasas altas de irrigación no son eficientes, porque se diluye innecesariamente el efluente y además, este flujo de entrada enfría el material del botadero y las velocidades de reacción se reducen.

Costos de implementación

Normalmente, la lixiviación en botaderos es una operación de bajo rendimiento (pero también de bajo costo). Entre las diferentes razones para ello se puede mencionar:

- Gran tamaño de algunas rocas
- Baja penetración de aire al interior de la pila.
- Compactación de la superficie por empleo de maquinaria pesada.
- Baja permeabilidad del lecho y formación de precipitados (yeso).

- Excesiva canalización de la solución favorecida por la heterogeneidad de tamaños del material en la pila.

3.2. IMPORTANCIA DE LA QUÍMICA DE SOLUCIONES, DE LA TERMODINÁMICA Y DE LA CINÉTICA EN HIDROMETALURGIA

En general, en Hidrometalurgia se encuentran reacciones del tipo sólido/líquido, salvo en el caso de la extracción por solvente donde se trabaja en un intercambio líquido/líquido. También existen casos en que una fase gaseosa interviene en la reacción, pero ello ocurre, en general, previa disolución del gas en el líquido. La reacción entonces se produce, en la mayoría de los casos, en la interface líquido/sólido y sólo en algunos pocos casos entre el gas y el líquido o entre dos líquidos inmiscibles. Se trata, en consecuencia, de reacciones heterogéneas.

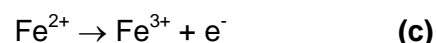
La cinética trata de las velocidades en los procesos, reacciones químicas y fenómenos difusionales que ocurren; la termodinámica, en cambio, tiene que ver con la posibilidad o imposibilidad de la ocurrencia de un determinado proceso o reacción química, siendo disciplinas complementarias.

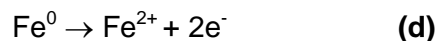
3.3. OXIDACIÓN Y REDUCCIÓN

El oxígeno es un gas fácilmente disponible, responsable de muchas reacciones en la vida corriente. Por esta razón, la adición de oxígeno a un átomo, un ión o una molécula ha sido tradicionalmente designada como una **reacción de oxidación**. Por oposición, la reducción se ha asociado a la reacción opuesta, es decir, a la reacción de remoción de oxígeno desde un sistema.

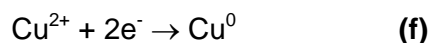
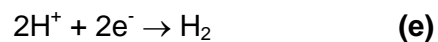
En términos más generales, la **oxidación** es la remoción de electrones desde un átomo o grupo de átomos, y, por su parte, la **reducción** es la adición de electrones a un átomo o grupo de átomos.

Algunas reacciones de oxidación típicas en sistemas acuosos son:



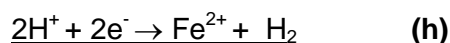
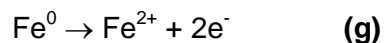


Algunas reacciones de reducción típicas en sistema acuoso son:



La reducción del oxígeno en solución es de particular importancia en hidrometalurgia, ya que juega un rol dominante en muchas reacciones.

Las reacciones de oxidación y reducción suceden simultáneamente. Así, en la disolución del hierro con ácido, el hierro es oxidado y los iones hidrógeno son al mismo tiempo reducidos con lo que se neutralizan las cargas de electrones, por un lado generados y por el otro consumidos:



y la suma es la reacción global: $\text{Fe}^0 + 2\text{H}^+ \rightarrow \text{Fe}^{2+} + \text{H}_2$ (i)

3.3.1. EFECTO DEL PH

Para las reacciones que comprenden iones de hidrógeno (**protones**) el potencial de electrodo será dependiente del pH. Esto puede ilustrarse a través de los llamados Diagrama de Pourbaix, también conocidos como Diagramas de Potencial versus pH.

3.3.2. DIAGRAMAS EH - PH

La forma más conveniente de representar la termodinámica de sistemas acuosos es en forma gráfica, en los diagramas de Pourbaix o diagramas potencial - pH. Estos diagramas son ampliamente utilizados por los hidrometalurgistas, por cuanto permiten visualizar posibilidades de reacciones sin tener que recurrir al cálculo termodinámico para los fenómenos que ocurren en medio acuoso.

Una importante restricción en la aplicación práctica de los diagramas termodinámicos, es que predicen tendencias a que ocurran fenómenos, pero no la velocidad con que éstos puedan ocurrir. En la práctica, las velocidades de reacción pueden variar desde valores tan altos, que son controlados por limitaciones en la transferencia de masa, a valores tan bajos, que se requieren períodos geológicos para observar en forma directa el fenómeno. La cinética extremadamente lenta en algunas reacciones conduce a que algunas fases sólidas existan en condiciones fuera de su rango de estabilidad termodinámica o que las fases sólidas no se formen en condiciones termodinámicas y lo hagan otras en su lugar (fases metaestables).

a) Diagrama Eh - pH del agua

Puesto que se está considerando el equilibrio termodinámico de especies en solución acuosa, es relevante incluir en los diagramas Eh - pH los límites de estabilidad del agua.

Las semi reacciones a considerar son:

En medio ácido	Oxidación	$2H_2O \Leftrightarrow O_2 + 4H^+ + 4e^-$	$E^0 = 1,23 \text{ V}$
	Reducción	$2H^+ + 2e^- \Leftrightarrow H_2$	$E^0 = 0,00 \text{ V}$
En medio Básico	Oxidación	$4OH^- \Leftrightarrow O_2 + 2H_2O + 4e^-$	$E^0 = 0,401 \text{ V}$
	Reducción	$2H_2O + 2e^- \Leftrightarrow H_2 + 2OH^-$	$E^0 = -0,83 \text{ V}$

Para realizar un diagrama de Pourbaix, se utilizan las ecuaciones de las reacciones en medio ácido, las cuales están directamente relacionadas con la concentración de iones H^+ y el pH.

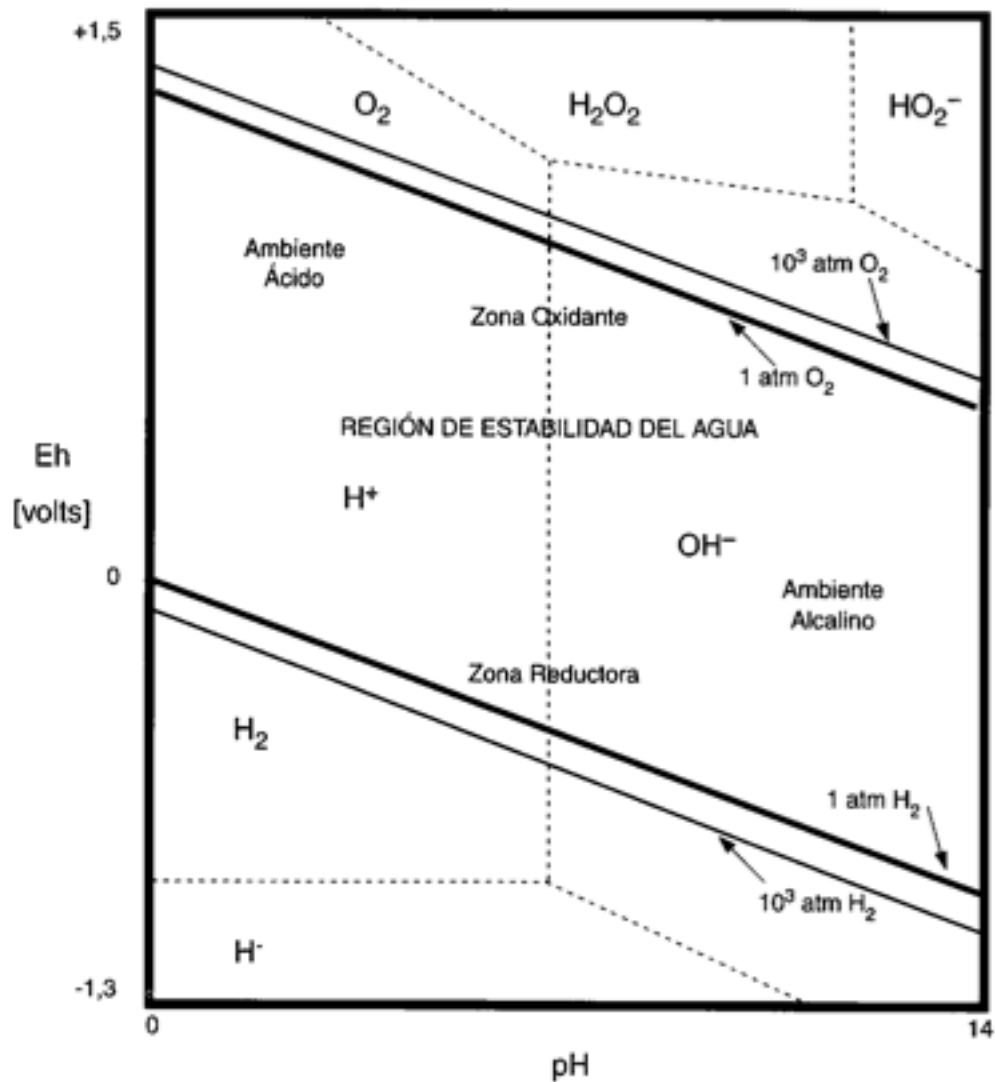


FIGURA 6: Diagrama Eh / pH para la estabilidad del agua a 25°C, mostrando las áreas de estabilidad del agua.

b) Diagrama Eh - pH del Cobre

Se presenta a continuación la construcción simplificada y uso del diagrama Eh-pH para el caso del sistema Cu - H₂O. Se considera actividades unitarias para todas las especies metálicas en solución. Este diagrama es adecuado para analizar la lixiviación de óxidos de cobre (**Figura 7**).

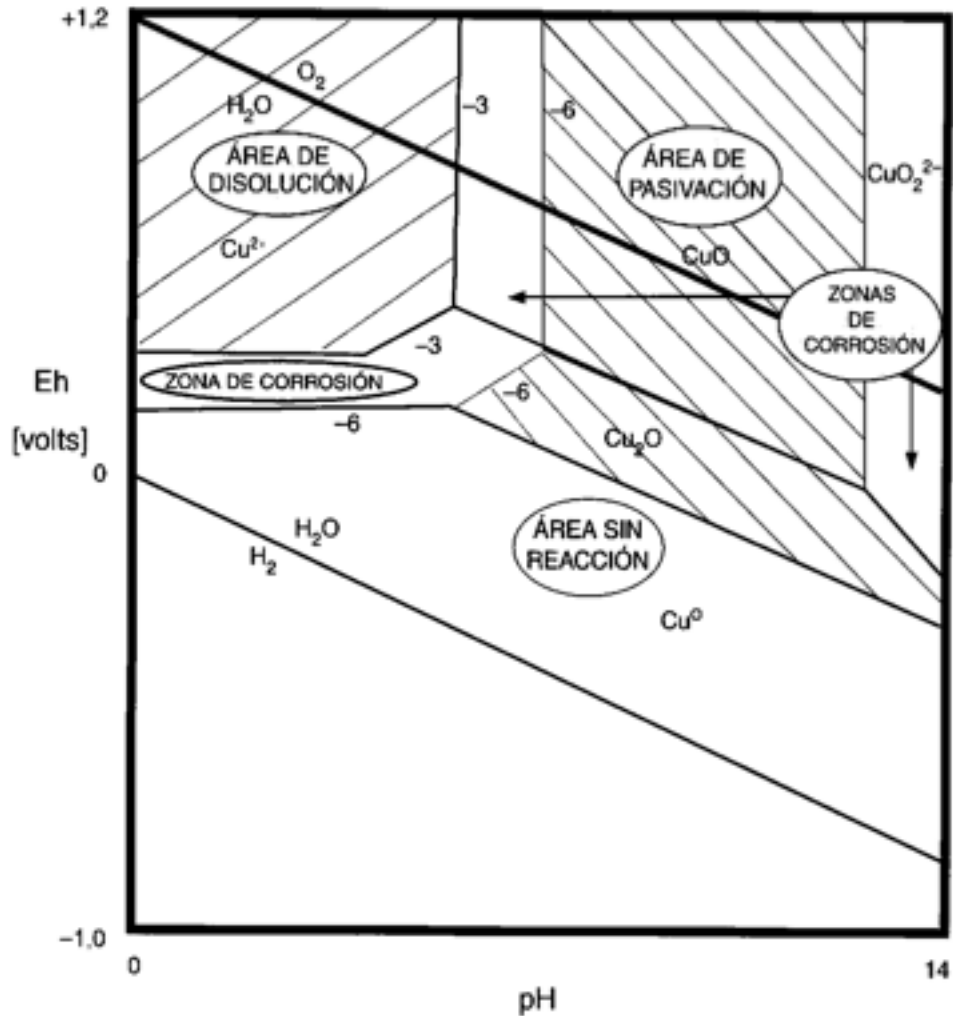


FIGURA 7: Diagrama Eh - pH del sistema Cu - H₂O.

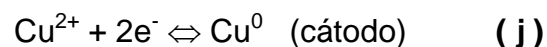
La disolución de los óxidos de cobre es termodinámicamente posible en el dominio ácido y en presencia de oxidantes. La tenorita (CuO) sólo necesita

condiciones de pH, mientras que en esas condiciones, la cuprita (Cu₂O) necesita, además, la presencia de un agente oxidante (iones Fe³⁺, O₂, u otros).

En forma inversa, al estar el Cu⁺² en solución, y para poder permanecer en ella, necesita de una cierta acidez libre, evitándose de esta manera su posterior precipitación a pH > 4.

A través de todo el rango de pH, el cobre metálico es termodinámicamente estable estando en contacto con agua, pero en ausencia de oxígeno (u otro oxidante).

La precipitación electrolítica se puede realizar aplicando al cátodo un potencial inferior a 0,34 Volt. De esta forma, el cobre Cu⁺² se reduce en el cátodo de acuerdo a:



El diagrama ha sido trazado para actividades unitarias. Si se traza para otras actividades, por ejemplo 10⁻⁶ (diagramas de corrosión), aumenta el dominio de estabilidad de los iones, pero el diagrama mantiene su forma produciéndose sólo desplazamientos paralelos de las rectas que limitan a estos iones.

Reactivos Modificadores del potencial (Eh)

La determinación del potencial de oxido - reducción (Eh)., también conocido como potencial redox, es una medida habitual en hidrometalurgia. Del valor que se observa cada momento, pueden derivarse las condiciones de calidad con que se está desarrollando un proceso determinado y, en consecuencia, proporciona la posibilidad certera de controlarlo.

Como reactivos externos modificadores del potencial redox, existe una gran variedad de compuestos, siendo determinante en su selección:

- La efectividad económica del potencial redox que se proporciona versus el costo del reactivo.

- Las interferencias por la adición de algún compuesto extraño que este reactivo produce en el balance global del circuito metalúrgico.

En la **TABLA 1**, se señalan las características de potencial redox de algunos de los reactivos oxidantes y reductores más usados en los procesos hidrometalúrgicos.

Tabla 5.3.- Potencial redox de algunos reactivos oxidantes y reductores.		
<p><u>Reactivos Oxidantes:</u></p> <ul style="list-style-type: none"> • ozono, O₃ • agua oxigenada, H₂O₂ • permanganato, MnO₄⁻ • gas cloro, Cl₂ • pirolusita, MnO₂ • nitrato, NO₃⁻ • ion férrico, Fe³⁺ 	$\text{O}_2 + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{O}_3 + 2\text{H}^+ + 2\text{e}^-$ $2\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{H}_2\text{O}_2 + 2\text{H}^+ + 2\text{e}^-$ $\text{Mn}^{2+} + 4\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{MnO}_4^- + 8\text{H}^+ + 5\text{e}^-$ $2\text{Cl}^- \rightleftharpoons \text{Cl}_2 + 2\text{e}^-$ $\text{Mn}^{2+} + 2\text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{MnO}_2 + 4\text{H}^+ + 2\text{e}^-$ $\text{NO}_2 + \text{H}_2\text{O} \rightleftharpoons \text{NO}_3^- + 2\text{H}^+ + \text{e}^-$ $\text{Fe}^{2+} \rightleftharpoons \text{Fe}^{3+} + \text{e}^-$	<p>Eh: - 2,07 volts</p> <p>Eh: - 1,77 volts</p> <p>Eh: - 1,51 volts</p> <p>Eh: - 1,36 volts</p> <p>Eh: - 1,23 volts</p> <p>Eh: - 0,80 volts</p> <p>Eh: - 0,77 volts</p>
<p><u>Reactivos Reductores:</u></p> <ul style="list-style-type: none"> • gas hidrógeno, H₂ • chatarra de hierro, Fe⁰ • polvo de zinc, Zn⁰ • manganeso, Mn⁰ 	$\text{H}_2 \rightleftharpoons 2\text{H}^+ + 2\text{e}^-$ $\text{Fe}^0 \rightleftharpoons \text{Fe}^{2+} + 2\text{e}^-$ $\text{Zn}^0 \rightleftharpoons \text{Zn}^{2+} + 2\text{e}^-$ $\text{Mn}^0 \rightleftharpoons \text{Mn}^{2+} + 2\text{e}^-$	<p>Eh: 0,000 volts</p> <p>Eh: + 0,440 volts</p> <p>Eh: + 0,763 volts</p> <p>Eh: + 1,180 volts</p>

TABLA 1: Potencial redox de algunos reactivos oxidantes y reductores.

3.4. CINÉTICA QUÍMICA APLICABLES EN HIDROMETALURGIA

La cinética es la rama de la físico - química que proporciona el soporte conceptual necesario para conocer la velocidad o tasa en que se produce una determinada reacción química propiamente tal, o un proceso de más de una etapa, en serie, en el que incluye fenómenos de transferencia de masa, caracterizadas por la difusión tanto de reactantes como de productos.

El hecho de que una reacción sea termodinámicamente posible ($\Delta G < 0$) no es suficiente para predecir si la reacción va a suceder 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 económica de todos los procesos hidrometalúrgicos. En plantas que se encuentran en operación, poder optimizar la cinética de reacción es un aporte a la gestión de costos de la empresa.

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

3.5. REACCIONES HOMOGÉNEAS, HETEROGÉNEAS Y SU CAPA CONTROLANTE

En una reacción que ocurre en una misma fase, estamos hablando de una cinética homogénea. Por ejemplo, este será en caso de dos sustancias disueltas en un líquido (A y B), los "reactantes", que reaccionan produciendo otra sustancia (C), y el "producto de la reacción", que también estará disuelta en el mismo líquido.

En general, en Hidrometalurgia se trata casi siempre de reacciones del tipo sólido/líquido, salvo en algunos casos, como el de la extracción por solventes, donde se trabaja en un intercambio entre dos líquidos inmiscibles, el de aquellas reacciones gas-líquido, cuya velocidad está determinada por las condiciones termodinámicas y el grado de agitación. Ambos casos pueden tratarse como reacciones de carácter homogéneo, ya que el alto grado de agitación en que se desarrollan elimina la resistencia a la transformación por parte de los fenómenos de la transferencia de masa.

Entonces, en la generalidad de los casos de la Hidrometalurgia, se tiene situaciones de carácter sólido/líquido en los que la reacción se produce en la interface entre el líquido y el sólido.

Para que ésta ocurra, los "reactantes", que están presentes en el seno del líquido, se difunden a través de una película líquida de espesor " δ ", denominada capa "capa límite", que es estática y que está ubicada sobre la superficie del sólido. Por

su parte, los "productos de la reacción" deben hacer el recorrido en el sentido contrario, hacia el seno del líquido.

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

Las reacciones **heterogéneas son controladas por la velocidad de reacción química** propiamente tal o por la transferencia de masa de los diversos reactantes hacia la superficie de contacto de las dos fases.

Las etapas principales de una reacción son:

1. Transporte de masa de los reactantes gaseosos a través de la interface Gas - Líquido y posterior disolución (cuando es el caso).
2. Transporte de masa de los reactante a través de la capa limite solución - sólido, hacia la superficie del sólido.
3. 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.
4. Transporte de masa de las especies producidas a través de la capa límite hacia el seno de la solución.

La etapa controlante de una reacción es la de velocidad más lenta (R.D.S.: Rate Determining Step). El control de la reacción global puede ser:

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

Las reacciones homogéneas son generalmente más rápidas que las reacciones heterogéneas, ya que necesitan transporte de masa en una sola fase. Por otra parte, las reacciones heterogéneas implican el transporte de masa a través del límite entre dos fases, lo que a veces es la etapa controlante de las reacciones. Las reacciones más importantes en hidrometalurgia son heterogéneas, y a veces son controladas por el transporte de masa (DIFUSIÓN). En la **FIGURA 8**, se muestra un modelo simplificado de lixiviación, con formación de una capa de residuo poroso (cenizas). Este caso es tal vez el más frecuente en lixiviación.

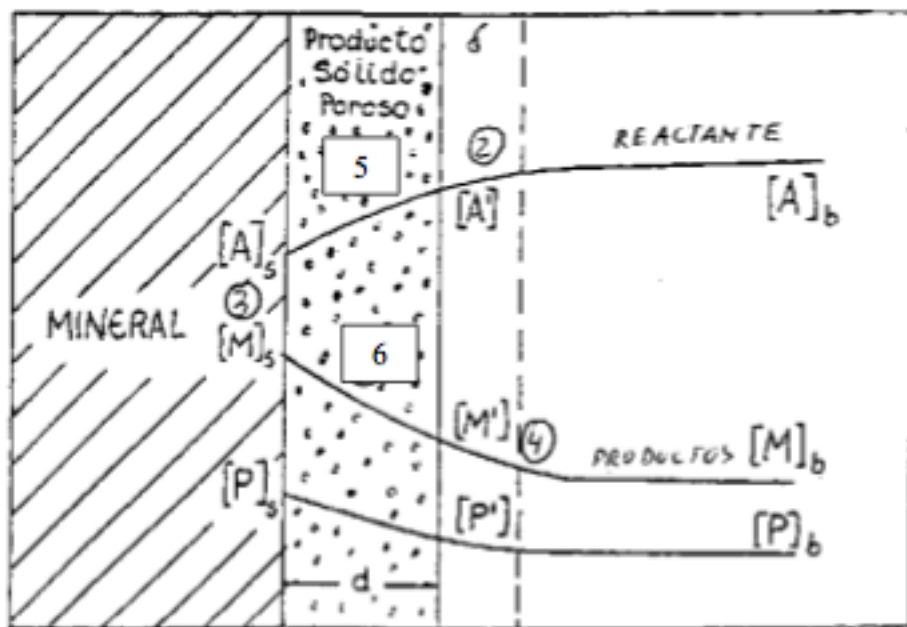


FIGURA 8: Esquema de una reacción de lixiviación con formación de una capa porosa.

En este modelo, hay dos etapas adicionales:

5. Difusión del reactivo a través de la capa sólida producida por la reacción (producto poroso).
6. Transporte de masa de las especies solubles, productos de la reacción, a través de la capa sólida formada, hacia el seno de la solución.

3.5.1. CAPA DE DIFUSIÓN

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

NERNST propone la siguiente aproximación de la ecuación de FICK, por linealización en $X=0$.

$$J = - D \frac{C_0 - C_s}{\delta x} \quad (\mathbf{k})$$

donde:

- **C₀** : Concentración de la especie en el seno de la solución.
- **C_s** : Concentración de la especie en la superficie del sólido
- **δ** : Espesor de la capa de difusión de Nernst.

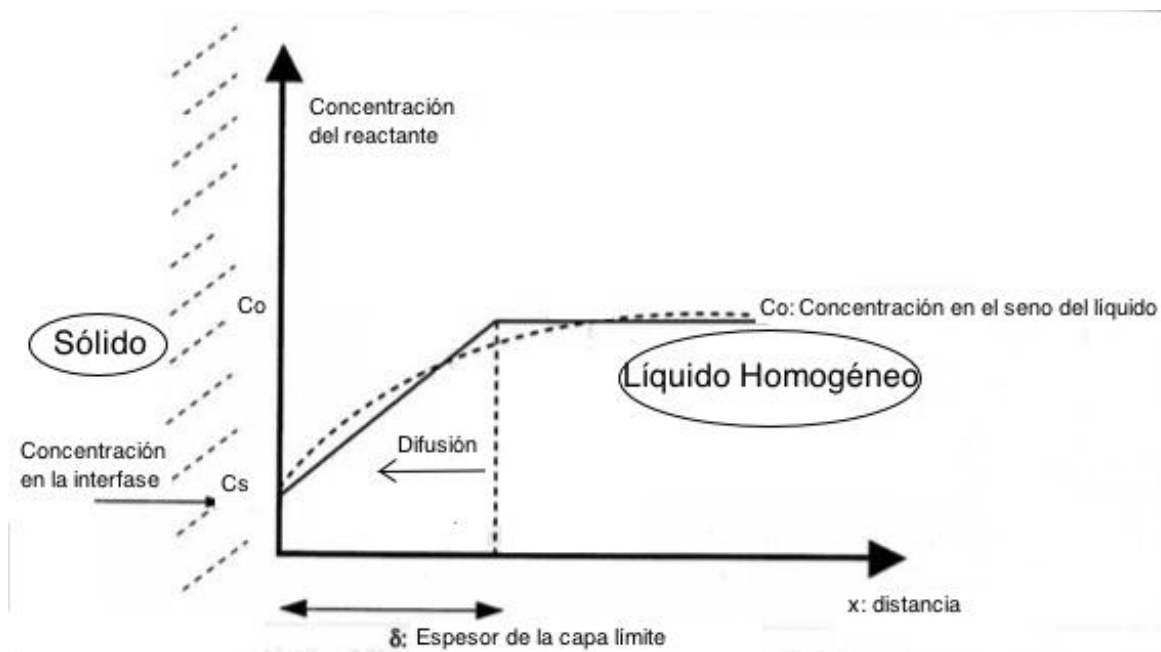


FIGURA 9: Gradiente de concentración en la vecindad de una interfase sólido - líquido.

La **FIGURA 9** representa la capa de difusión adyacente a la superficie del sólido (δ_x) con la concentración (línea de puntos). La concentración verdadera se indica por la línea continua, lo que da una idea de las simplificaciones hechas.

Si la etapa limitante es la difusión, entonces, la especie llega a la superficie y se consume inmediatamente; su concentración es nula en la superficie del sólido ($C_s=0$). La ecuación (6) se reduce a:

$$J = - D \frac{C_0}{\delta_x} \quad \text{(l)}$$

o

$$v = k * C_0 \quad \text{(m)}$$

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

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

1. Reduciendo el espesor de la capa de difusión.
2. Aumentando el gradiente de concentración, esto es aumentando la concentración de la solución.
3. Aumentando la temperatura de la solución.
4. Aumentando la superficie de contacto.

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

3.6. INFLUENCIA DE LAS PARTÍCULAS

3.6.1. TAMAÑO DE LAS PARTÍCULAS

Las reacciones son intermoleculares, por ello los estados gaseosos y líquidos son óptimos para lograr un contacto íntimo entre los reactantes. Con relación a las partículas (sólido), cuanto más pequeña sean las que intervienen en la reacción, más se favorece su velocidad. A su vez, resulta obvio esperar que un proceso hidrometalúrgico controlado por la reacción química se verá siempre beneficiado al disminuir la granulometría del sólido.

En efecto, al disminuir el tamaño de partícula del sólido aumenta en relación cuadrática la superficie disponible para la reacción. Es decir, la reacción química controlante puede dejar de serlo por este momento de la superficie útil. A su vez, la difusión también se ve favorecida al tener más superficie reactiva disponible, dado que se disminuyen los recorridos de los reactantes.

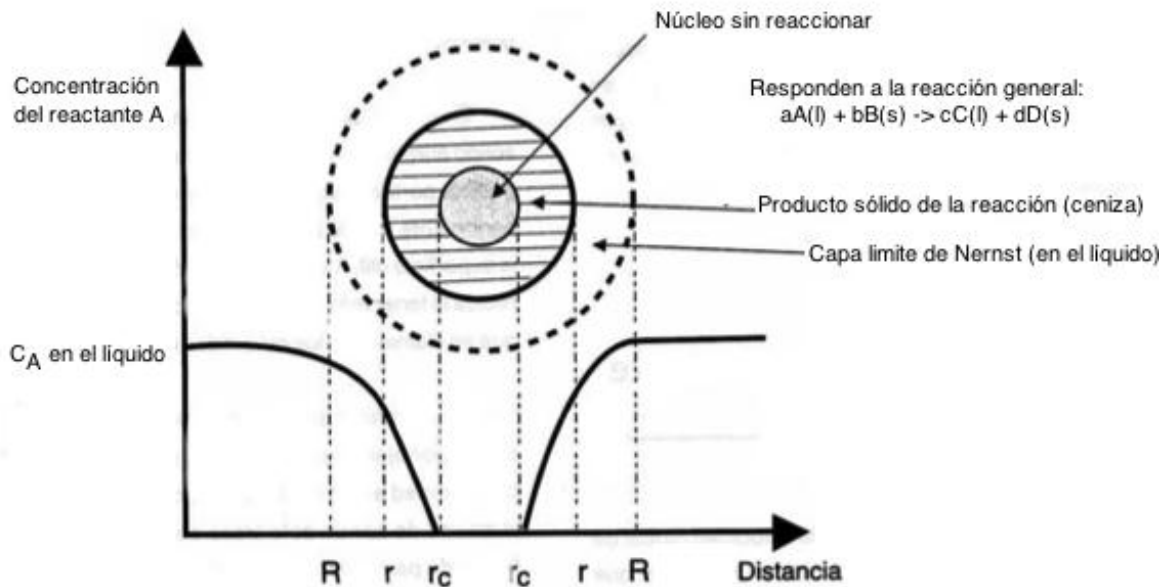


FIGURA 10: Modelo del núcleo sin reaccionar

CAPITULO 4: CUANTIFICACIÓN DE VARIABLES METALÚRGICAS PARA INICIO DE PRUEBAS, OXIDO DE BAJA LEY.

4.1. MUESTRAS UTILIZADAS

Las muestras para la ejecución de las pruebas de lixiviación (Huechún y Planta Piloto RT), correspondieron a dos partidas, cada una de ellas con diferente granulometrías, pero mismo el mineral; en particular, la ejecución del diseño experimental considera una muestra cuya granulometría nominal responde a 100 % -1" (P80= 1"), en tanto que la segunda partida empleada, responde a un tamaño nominal de 6" (P80 = 4"), las cuales fueron denominadas OBL -1 ½" y OBL-6", respectivamente. Ambas muestras fueron caracterizadas física, química y geológicamente por la División Radomiro Tomic.

4.2. CARACTERIZACIÓN GEOLÓGICA

En términos de la caracterización geológica, la TABLA 2 mostrada a continuación, da cuenta básicamente de un “MAPEO GEOLÓGICO”, el cual fue llevado a cabo por profesionales de la Superintendencia de Geología de la División Radomiro Tomic. Este análisis es de carácter cualitativo y se basa en el criterio experto del profesional Geólogo que acompañó la tarea de selección de las muestras.

Es importante señalar, que dicho análisis sólo permite una identificación gruesa de aquellos atributos geológicos más evidentes y en ningún caso reemplazan los análisis mineralógicos de Mena y Ganga, los cuales se encuentran excluidos de los alcances definidos para este proyecto.

Óxidos	Sulfuros
Atacamita: 80% $Cu_2Cl(OH)_3$	Calcosina: 70% Cu_2S
Arcillas con cobre: 10% $Cu_2Si_2O_5$	Pirita: 30% FeS_2
Crisocola: 5% $(Cu,Al)_4H_4(OH)_8Si_4O_{10} \cdot nH_2O$.	
Copper wad: 5% $(Mg,Cu)_3Si_2O_5(OH)_4$	
Total óxidos: 0.35%	Total Sulfuro: 0.1%

TABLA 2: Muestra OBL, mineralógica de muestra.

4.3. ORIGEN Y MINERALOGÍA DE LAS MUESTRAS DE OBL

En general, ambas muestras fueron extraídas de la Fase N° 16 del Yacimiento de Radomiro Tomic, en particular, corresponden a recursos provenientes de la zona Este del rajo, específicamente de los bancos 2900 a 2915.

En la **FIGURA 11**, se muestra un mapeo de las fases con minerales oxidados de la mina (DRT).

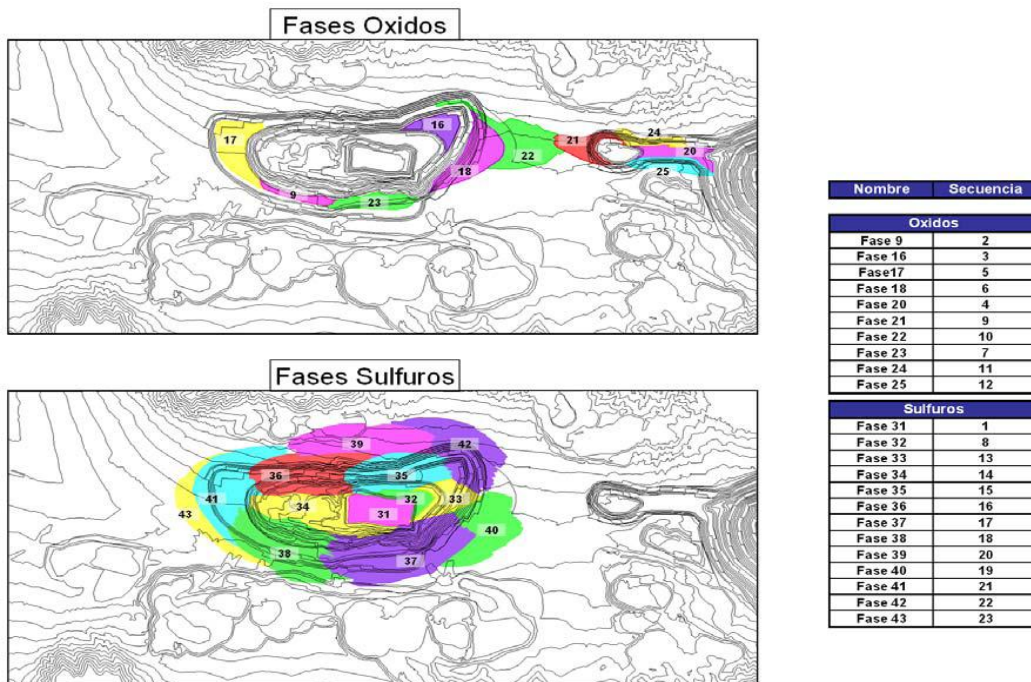


FIGURA 11: Fases con minerales oxidados y sulfurados - Radomiro Tomic.

4.4. GRANULOMETRÍA

4.4.1. MUESTRA 100 % - 1 ½"

La TABLA 3, muestra el perfil granulométrico de la muestra chancada (100 % -1 ½"). Los datos acusan un típico perfil asociado al producto terminado de un chancado secundario. Es importante destacar la baja presencia de finos presente en el mineral chancado (5,84 % bajo la malla 50#), lo que sugiere una buena competencia física de los minerales testeados.

Malla	Abertura	RETENIDO		Pasante Ac.
		Parcial	Acumulada	
2"	50,80	0,00	0,00	100,00
1 ½"	38,10	3,06	3,06	96,94
1"	25,40	16,69	19,75	80,25
¾"	19,10	15,34	35,09	64,91
½"	12,70	16,89	51,98	48,02
¼"	6,40	18,40	70,38	29,62
+10#	2,00	13,72	84,10	15,90
+50#	0,36	9,75	93,85	6,15
-50#		5,84	99,69	0,31

TABLA 3: Distribución granumétrica muestra OBL -1 ½".

4.4.2. MUESTRA 100% -6"

En la muestra de mayor granulometría, los datos reportados en TABLA 4, muestran un perfil de distribución de dicha muestra, en donde el P(80) básicamente se encuentra en la vecindad de las 4". Este perfil, de acuerdo a información bibliográfica, responde a un perfil típico de productos de procesos de conminución primaria.

Malla	Abertura mm	RETENIDO		Pasante Ac.
		Parcial	Acumulada	
8"	203,20	0,00	0,00	100,00
6"	152,40	7,55	7,55	92,45
4"	101,60	22,70	30,25	69,75
2"	50,80	27,89	58,14	41,86
1 ½"	38,10	7,53	65,67	34,33
1"	25,40	9,78	75,45	24,55
¾"	19,10	6,85	82,30	17,70
½"	12,70	5,51	87,81	12,19
¼"	6,40	5,01	92,82	7,18
+10#	2,00	2,91	95,73	4,27
+50#	0,36	2,01	97,74	2,26
-50#		1,77	99,51	0,49

TABLA 4: Distribución granulométrica muestra OBL -6".

4.5. ANÁLISIS QUÍMICO

4.5.1. MUESTRA OBL

La **TABLA 5** muestra una caracterización química global de los minerales OBL. En particular, llama la atención la baja solubilidad reportada, lo que probablemente se asocie a la presencia de especies sulfuradas secundarias de cobre (calcosina), además de óxidos negros (Copper Wad o Neotocitas).

Respecto del consumo de ácido bruto reportado en dicha Tabla, (14 Kg/tms), se asocia al origen de la muestra. En efecto, el banco desde el cual fue extraída la muestra, corresponde a los bancos mineralizados superiores del yacimiento de RT, en consecuencia, responden a Óxidos Superiores, los cuales se caracterizan en general por poseer cierto grado de alteración argílica, además de alteraciones del tipo básica (potásica de fondo), lo que en su conjunto inducen valores de consumo de ácido mayor que lo normal (del orden de 4 a 7 kg/tms).

Muestra	Análisis Químicos Ponderados							
	Humedad	CuT	CuS	CuS/CuT	FeT	FeS	C.Ácido 30 kg/ton	C.Ácido 60 kg/ton
1 1/2"	%	%	%		%	%		
	1,640	0,478	0,201	0,421	0,812	0,249	12	14

TABLA 5: Análisis Químicos Ponderados, muestra OBL.

4.5.2. SOLUCIÓN LIXIVIANTE

La solución lixivante utilizada en ambas pruebas metalúrgicas fue refino, obtenido de las instalaciones de la planta de Extracción por Solvente de Radomiro Tomic, específicamente del tren D, el cual está constituido con la siguiente configuración (2E-2S-W). Las características químicas de la solución al momento de ser extraídas del decantador E2 fue de:

Planta	[H ⁺] gpl	[Cu] gpl
Huechún	17	0,9
Radomiro Tomic	30 (acondicionado)	0,9

TABLA 6: Análisis Químicos del refino utilizado en pruebas.

CAPITULO 5: PRUEBAS METALÚRGICAS PLANTA HUECHÚN

5.1. CONDICIONES OPERACIONALES

Las condiciones de operación definidas para las pruebas, corresponden a una única etapa de lixiviación en circuito en serie entre columnas, de manera de lograr representar un lecho de mineral equivalente a 30 metros de altura, utilizando como solución de riego refino proveniente del circuito Industrial del proceso de Extracción por Solventes de División Radomiro Tomic. En general, el límite de batería referente a las condiciones de procesos definidas por DRT se detallan en la TABLA 7.

Condiciones de Operación definidas para pruebas de Lixiviación con mineral OBL RT.

Condiciones de operación	
Tipo de mineral a testear	Mineral OBL DRT
Granulometría	100% -6" y 100% -1 ½
Razón de Lixiviación Mínima	0,75 m ³ /tms
Tasa de Curado	no considerar
Tasa específica de riego	10 lt/hr/m ²
Solución Lixivante	Refino industrial DRT - Tren D

TABLA 7: Condiciones de operación definidas para pruebas de lixiviación con mineral OBL - Radomiro Tomic, Codelco Chile.

5.2. FILOSOFÍA DE OPERACIONES

Para cada una de las dos granulometrías testeadas, el ciclo de lixiviación se inicia con el riego de la primera columna, y su efluente constituye la solución de riego de la columna siguiente, y así sucesivamente, hasta que el efluente final de la última columna es recolectado en el estanque; esta solución (PLS) va a análisis para obtener la recuperación global de la prueba.

5.3. OPERACIÓN Y CONTROL DE COLUMNAS

En cada columna se mide la altura de carga al inicio y término de la operación para determinar el grado de compactación del lecho por columna, considerando las dos distribuciones granulométricas utilizadas (6" y 1 ½").

Para el control metalúrgico de las columnas se realiza el siguiente grupo de mediciones en terreno y muestreos para análisis químicos.

5.3.1. MEDICIONES EN TERRENO

- Altura de estanques de alimentación y efluente de todas las columnas, una vez por turno. Esta medición sirve para determinar el volumen de solución alimentada por columna, y así tener un control sobre esta.
- Flujos de alimentación y efluente por columna, tres veces por turno.
- pH de las soluciones de alimentación y efluentes por columna, tres veces por turno.

5.4. PLAN EXPERIMENTAL

Tal como fue señalado anteriormente, el Plan Experimental acordado con División Radomiro Tomic, en general, considera evaluar la respuesta metalúrgica (cinéticas, eficiencias de extracción de cobre y consumo de ácido) de los recursos denominados Óxidos de Baja Ley de DRT. Lo anterior considerando dos granulometrías (6" y 100 % - 1 ½").

Las pruebas metalúrgicas de Huechún, se realizan en columnas de 6 metros de altura y 1,2 metros de diámetro, operando 5 unidades de columnas en serie por cada una de las dos granulometrías señaladas, de manera de representar una altura total de lecho mineral de 30 metros.

La TABLA 8 es un cuadro resumen , el cual muestra la altura acumulada de cada prueba con la razón de lixiviación que apunta cada set de pruebas metalúrgicas (- 1 ½" y -6").

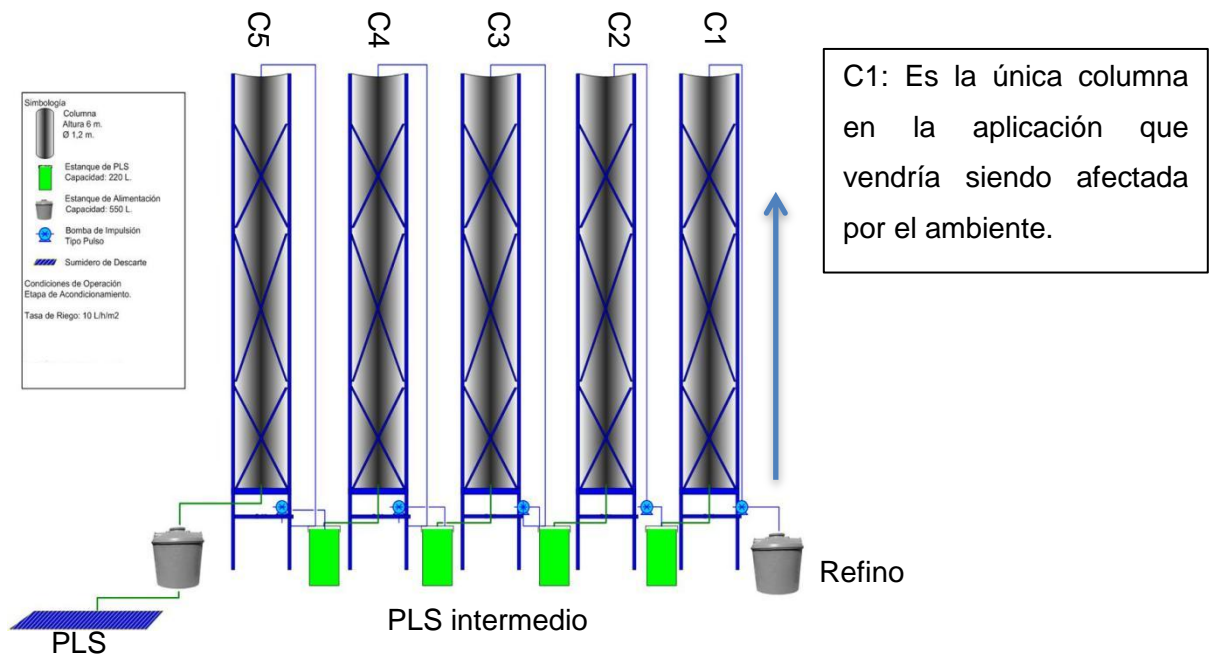
ID. Columna	Tamaño de mineral (pulgadas)	Altura Carga Acumulada (m)	Masa Mineral Acum. (ton)	Tasa de Riego (L/h/m ²)	T° solución riego	Duración (meses)	Razón de lixiviación
C01	-1 ½"	6	11,5	10	Ambiente	4,8	3,45
C02	-1 ½"	12	23	10	Ambiente	4,8	1,72
C03	-1 ½"	18	34,5	10	Ambiente	4,8	1,15
C04	-1 ½"	24	46	10	Ambiente	4,8	0,86
C05	-1 ½"	30	57,5	10	Ambiente	4,8	0,69
C06	-6"	6	11,5	10	Ambiente	4,8	3,45
C07	-6"	12	23	10	Ambiente	4,8	1,72
C08	-6"	18	34,5	10	Ambiente	4,8	1,15
C09	-6"	24	46	10	Ambiente	4,8	0,86
C10	-6"	30	57,5	10	Ambiente	4,8	0,69

TABLA 8: Programa experimental de lixiviación, Planta Huechún.

Para mantener constante la tasa de riego en todas las columnas, se considera reponer las pérdidas de solución por evaporación adicionando agua fresca en las alimentaciones de las columnas continuas de la primera, para cada set. La única columna afectada directamente por la evaporación vendría siendo la primera de cada set de pruebas, debido que corresponde a la que está expuesta directamente con el ambiente al momento de constituir el lecho total de mineral, por este motivo se toma la medida antes mencionada.

La tasa de evaporación considerada para estas pruebas, fue la de diseño en el proyecto Radomiro Tomic, que corresponde a 8 lt/m²/día; con esta misma tasa se repone el agua retirada producto de la evaporación.

A continuación, la figura 12 muestra el esquema utilizado para realizar las pruebas metalúrgicas en la planta de Huechún.



C1: Es la única columna en la aplicación que vendría siendo afectada por el ambiente.

FIGURA 12: Esquema de las columnas en serie utilizado en la planta de Huechún.

5.5. CARGA DE MINERAL A COLUMNAS

El carguío de las columnas se realiza incorporando cargas de aproximadamente 300 kg de acuerdo al procedimiento.

Una vez cargada cada columna, se mide la altura libre para determinar por diferencia la altura inicial del lecho de mineral.

Con ayuda de una retroexcavadora, el mineral es levantado hasta un chute móvil, el cual facilita el ingreso del mineral hasta el cajón de levante. Dicho cajón de levante está conectado con un puente grúa (El puente está incorporado a la estructura de las columnas). La Figura 13 ilustra los equipos utilizados para el carguío de la muestra OBL-6" y OBL -1 ½" a las respectivas columnas.



FIGURA 13: Carguío de mineral a cajón de levante.

La figura 14 ilustra el método de carga del mineral, en el interior de cada columna. El objetivo de este tipo de carga es mantener el tamaño granulométrico, antes analizado, ya que si se hubiera dejado caer desde lo alto de la columna, hubiese sido afectado su tamaño granulométrico, debido al impacto contra la columna o el mineral antes cargado.



FIGURA 14: Carga de mineral en columnas de 6 metros (Planta Huechún), control de análisis granulométrico.



FIGURA 15: Ilustración de planta Huechún, al momento de carguío de columnas.

5.6. SISTEMA DE IRRIGACIÓN DE SOLUCIONES

Con el propósito de eliminar errores asociados a fenómenos de tipo hidráulico, particularmente aquellos referidos a corto circuitos, canalizaciones preferenciales o efecto pared, se implementa un dispositivo de riego consistente en manguera de silicona de 12 mm de diámetro, 4 mm de espesor y aproximadamente 14 metros de largo, por cada columna. Esta manguera es conectada a la línea principal de alimentación y enrollada sobre el mineral de la columna, generando una especie de caracol. Cada 5 cm de largo lineal de manguera, esta se perfora con la idea de generar pequeñas gotas que en contacto con el mineral favorezcan la impregnación de la solución de riego. Además, entre la manguera de riego y el mineral, se instala una malla de tipo rachell, con el objetivo de mejorar aún más la distribución de la solución lixivante, evitando con esto los fenómenos indicados anteriormente.

5.7. RESULTADOS PLANTA HUECHÚN

5.7.1. ALTURAS LIBRES

Como se señala en el punto Carga de mineral a columnas, una vez terminado el proceso de carga de cada columna, se mide la altura libre para determinar por diferencia la altura inicial del lecho de mineral. De igual manera, se realiza esta medición al finalizar la etapa de drenaje (último día del ciclo de lixiviación). Estas mediciones nos permiten visualizar el grado de compactación de cada columna. A continuación, se agrupan estas mediciones en las tablas 9 y 10, la cual presenta la diferencia altura de cada columna y la altura total del lecho (30 mts).

Diferencias de Alturas libres de columnas				
Tamaño de muestra	Columna n°	Altura Inicial [cm]	Altura Final [cm]	Diferencia [cm]
-1 ½"	C01	34	60,7	26,7
	C02	30	49	19
	C03	31	48,5	17,5
	C04	32	47,1	15,1
	C05	27	48	21
Total		154	253,3	99,3

TABLA 9: Diferencias de altura por columna y total de lecho (30mt) de mineral -1 ½".

Diferencias de Alturas libres de columnas				
Tamaño de muestra	Columna n°	Altura Inicial [cm]	Altura Final [cm]	Diferencia [cm]
-6"	C06	30	44	14
	C07	29	38	9
	C08	29	34,4	5,4
	C09	28	34,4	6,4
	C10	30	43,7	13,7
Total		146	194,5	48,5

TABLA 10: Diferencias de altura por columna y total de lecho (30mt) de mineral -6".

La diferencia de alturas obtenidas del lecho total fueron de 0,99 y de 0,48 metros (-1 ½" Y -6"), lo cual era esperable debido a la mayor disolución causada por el área expuesta y acomodo de partículas de menor tamaño producto del traslado provocado por el descenso del fluido.

5.7.2. PESO CARGA V/S PESO DESCARGADO

El carguío de las columnas se realiza incorporando cargas de aproximadamente 300 kg, las que fueron pesadas en la medida que iban siendo incorporadas a la columna.

La tabla 11 y 12 presentan la diferencia de peso entre la carga, descarga de las columnas y el lecho total de cada set de prueba (- 1 ½" y -6).

DIFERENCIAS DE PESO POR COLUMNAS				
Tamaño de muestra	Columna n°	Peso Cargado [kg]	Peso Descargado [kg]	Diferencia [kg]
1 ½"	C01	11.108	9.750	1.358
	C02	10.374	9.580	794
	C03	10.800	9.720	1.080
	C04	11.072	9.280	1.792
	C05	10.791	8.980	1.811
Total		54.145	47.310	6.835

TABLA 11 Diferencias de peso por columnas y totalizado de lecho (30 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -1 ½".

DIFERENCIAS DE PESO POR COLUMNAS				
Tamaño de muestra	Columna n°	Peso Cargado [kg]	Peso Descargado [kg]	Diferencia [kg]
6"	C01	10.814	9.980	834
	C02	11.517	9.850	1.667
	C03	11.340	10.120	1.220
	C04	10.605	9.230	1.375
	C05	10.478	9.030	1.448
Total		54.753	48.210	6.543

TABLA 12: Diferencias de peso por columnas y totalizado de lecho (30 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -6".

5.7.3. DESCARGA DE COLUMNAS

El proceso de descarga se realiza por la empresa SIITEC. En esta etapa, el proceso comienza con la instalación de la mesa de apoyo fijada en la silla que soporta la columna para poder desplazar la columna en forma axial; así, se logra ubicar la columna fuera del techo existente, permitiendo de esta manera realizar el izaje vertical de la misma. En esta posición, se instala una tapa apernada en la columna para evitar la caída de material. Posteriormente, con ayuda de grúa, se instala el monturín, estructura que evita que se flexione la columna al momento de inclinarla.

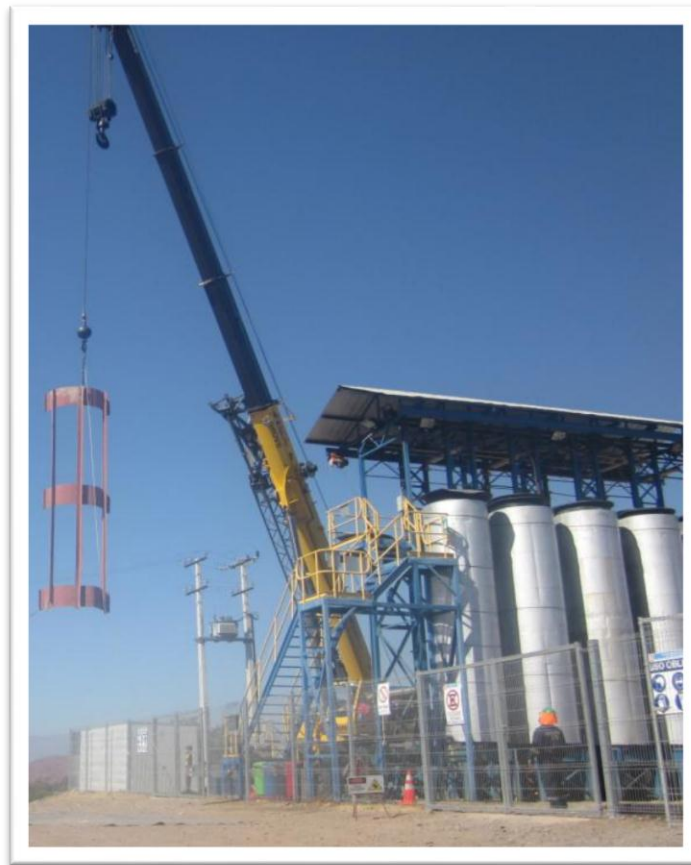


FIGURA 16: Izaje de Monturín, previo a retiro de columnas.



FIGURA 17: Monturín instalado en columna, para realizar izaje de columna.



FIGURA 18: Descenso de columna de 6 metros.

Para el retiro de la columna de la mesa de apoyo, se afianza la columna con un pulpo conformado con cuatro piolas de acero; este pulpo se conecta con grilletes a la base de la columna, afianzándolas en cada monturín para así mantener la verticalidad al realizar el izaje. Además, se instalan vientos para evitar el oscilamiento y giro de la columna. Luego, la grúa levanta la columna y la moviliza a la zona delimitada para dejarla en el suelo en forma horizontal, en donde se retiran grilletes y eslingas de manera que se toma la columna en forma horizontal desde sus extremos, trasladándola hasta el camión tolva.

En el camión tolva se retira la tapa de la columna y se cambia el estrobamiento para producir una inclinación en el momento del levantamiento de la columna, instante en el cual el mineral comienza a caer. Luego, la columna se dispone en un lugar provisorio.



FIGURA 19: Izaje de columna a camión tolva.

Luego de la descarga del mineral, se procede a restaurar algún daño que la columna haya sufrido durante la descarga; posteriormente, se realiza la operación inversa instalando la columna en su posición original, afianzando y soldando los elementos de fijación que se retiraron al inicio de la operación.



FIGURA 20: Descarga de mineral en camión pluma.



FIGURA 21: Posicionamiento de columna en estructura de pruebas en serie.

5.7.4. TOMA DE MUESTRAS (RIPIOS)

El proceso de toma de muestra se realiza una vez descargada cada columna sobre camión. Básicamente, consiste en tomar tres muestras de 20 Kg cada una, cada un metro de columna, las que son rotuladas debidamente. Posteriormente, las muestras son enviadas al laboratorio para su respectivo análisis.

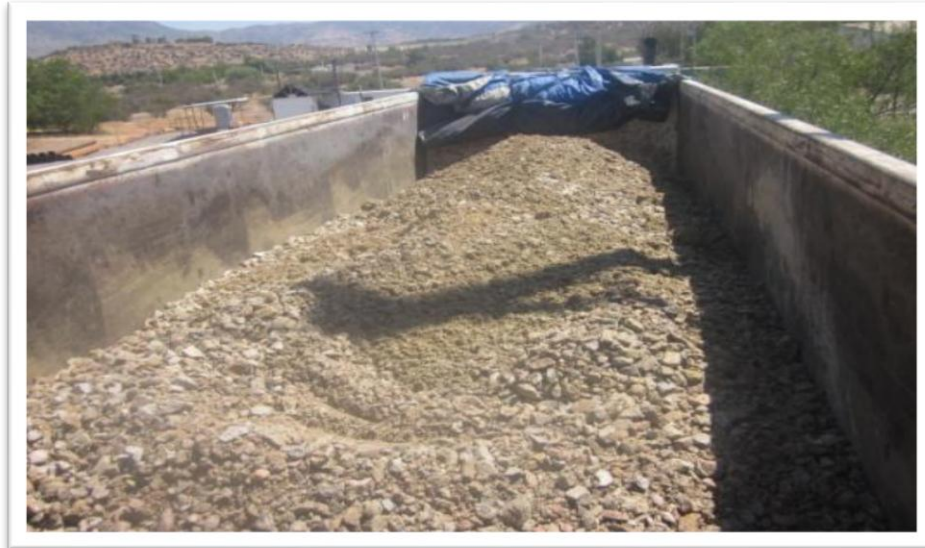


FIGURA 22: Descarga de columna a camión para realizar toma de muestras (Ripio).



FIGURA 23: Descarga de toma de muestras de camión contenedor de Ripios.



FIGURA 24: Recepción toma de muestras de rипios.

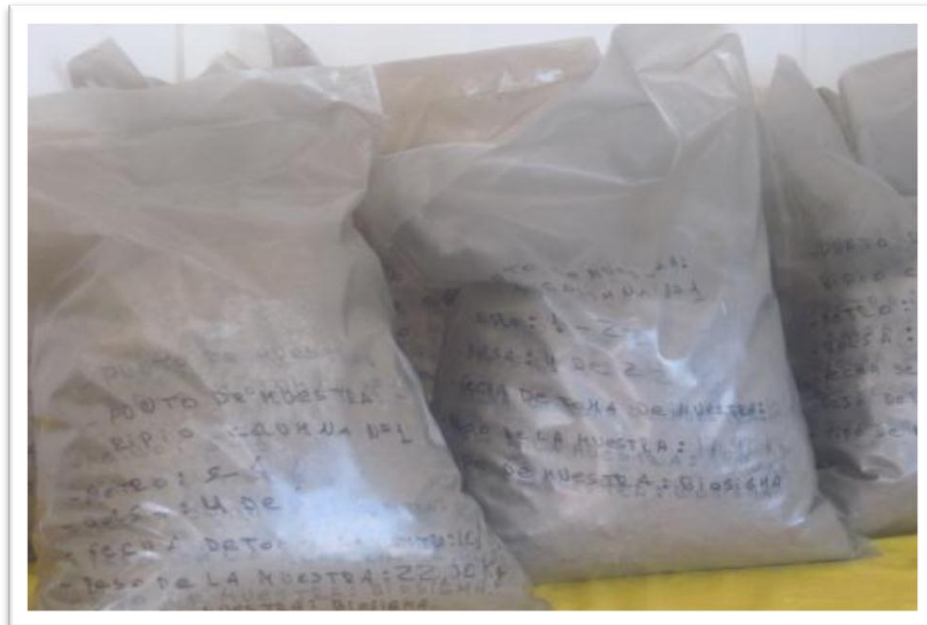


FIGURA 25: Rotulado toma de muestras de rипios, correspondientes a cada set de pruebas.



FIGURA 26: Muestras ya rotuladas, dentro de maxisaco para transporte a División RT.



FIGURA 27: Carga de maxisacos a camión con destino Radomiro Tomic.

5.7.5. RAZÓN DE LIXIVIACIÓN

Los resultados reportados dan cuenta de un tiempo de ciclo de riego de 146 días, en los cuales se logra una Razón de Lixiviación en la vecindad de $0,75 \text{ m}^3/\text{tms}$ para ambas granulometrías, logrando la razón de Lixiviación Objetivo. Dicho ejercicio fue de acuerdo al diseño experimental definido, con Tasa Específica de Riego del orden de 10 lt/hr/m^2 . La GRÁFICA 4 presenta el perfil en el tiempo respecto de ambas variables. Las curvas obtenidas para cada granulometría, evidentemente, se ajustan a líneas rectas, cuyas pendientes representan físicamente la directa relación entre ésta variable y la Tasa Específica de Riego.

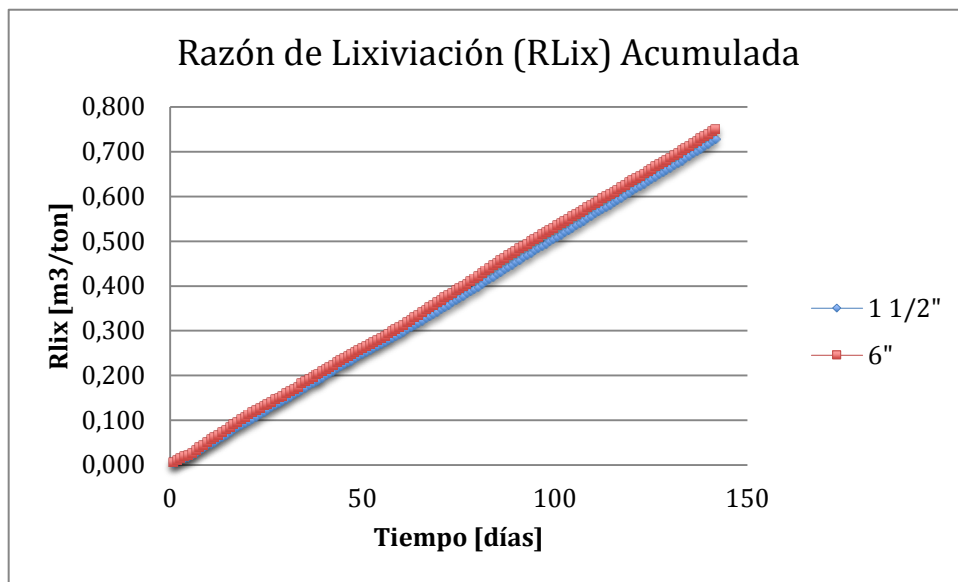


GRÁFICO 4: Razón de Lixiviación v/s días de operación.

El control operacional de las pruebas se llevó a cabo según planificación; por este motivo, la razón de lixiviación versus los días de operación no presenta escalones de detención.

5.7.6. PROYECCIONES DE LAS CINÉTICAS DE RECUPERACIÓN

A medida que se iban obteniendo los análisis químicos de los efluentes resultantes de la última columna de cada set, se fueron realizando proyecciones de las posibles recuperaciones que se lograría al fin del ciclo propuesto en el plan experimental.

Las proyecciones de las recuperaciones de cobre de las pruebas realizadas en Huechún, se realizaron cada 15 días de riego efectivo de ambas pruebas (1 ½" y 6"). Todas las proyecciones se realizan a una razón de lixiviación de 1,5 (m³/ton).

Los gráficos 5 y 6 reúnen todas las proyecciones que se realizaron en el transcurso del estudio de ambos set de pruebas metalúrgicas. Los números al costado derecho de estas gráficas (15, 30, 45, 60, 75, 90, 105, 120 y 142) representan el acumulado de datos (riego efectivo) al momento de realizar las proyecciones.

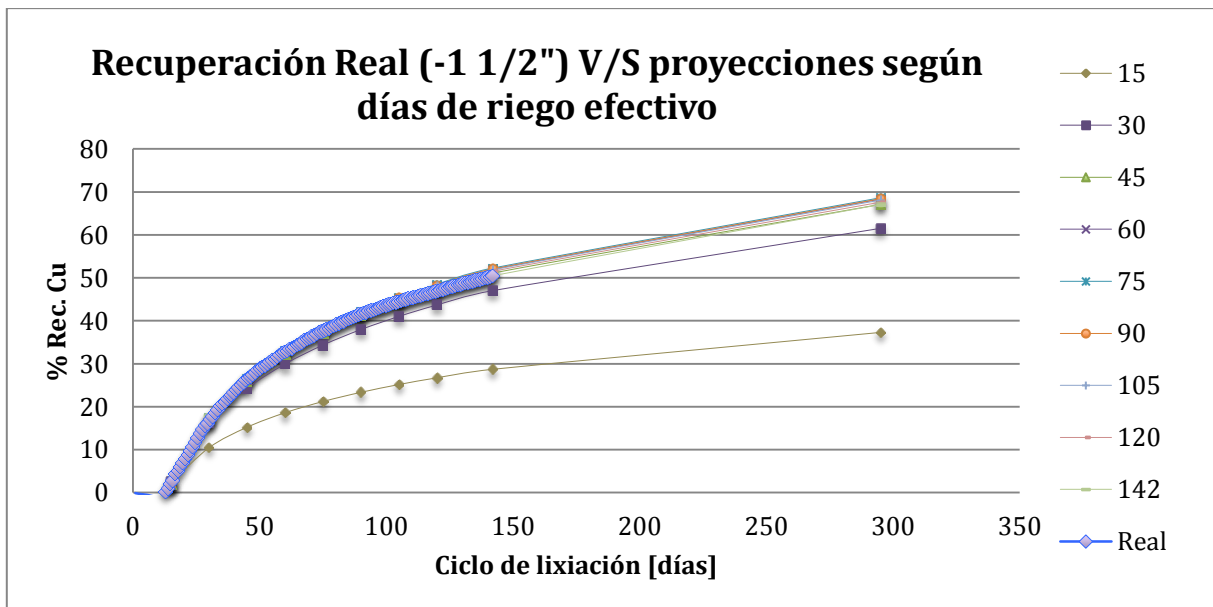


GRÁFICO 5: Proyecciones de recuperación de cobre (mineral -1 ½), cada 15 días de riego efectivo - Planta Huechún.

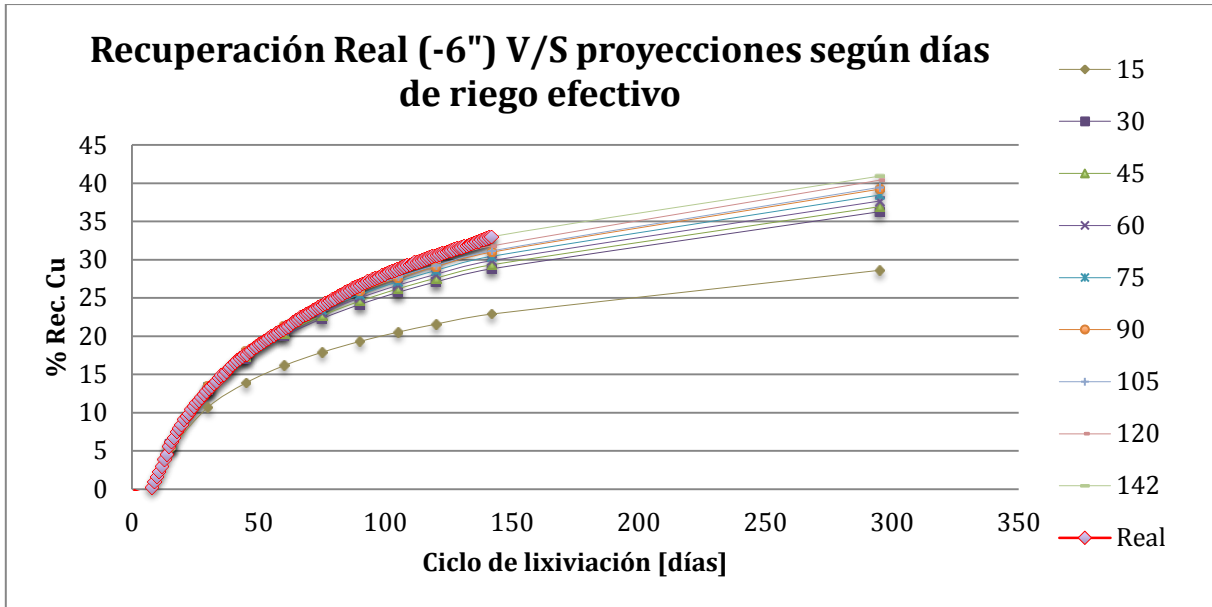


GRÁFICO 6: Proyecciones de recuperación de cobre (mineral -6"), cada 15 días de riego efectivo - Planta Huechún.

Las tablas 13 (-1 ½") y 14 (-6"), presentan los porcentajes de las desviaciones de las proyecciones logarítmicas, para cada set de análisis, según las cinéticas entregadas por las soluciones (real).

		Días de riego efectivo al momento de proyección							
		15	30	45	60	75	90	105	120
Proyección de recuperación	15	12,5%	18,7%	-3,8%	-11,7%	-4,7%	-13,6%	-8,6%	0,9%
	30	-41,5%	-9,5%	-4,2%	-3,3%	-2,3%	-3,4%	-3,3%	-3,1%
	45	-43,3%	-9,7%	-3,1%	-1,8%	-1,0%	-1,8%	-2,0%	-2,2%
	60	-43,4%	-8,9%	-1,8%	-0,3%	0,4%	-0,2%	-0,5%	-0,9%
	75	-44,0%	-9,2%	-1,8%	-0,3%	0,3%	-0,2%	-0,5%	-1,0%
	90	-44,0%	-9,0%	-1,4%	0,2%	0,8%	0,3%	-0,1%	-0,6%
	105	-43,5%	-7,9%	-0,1%	1,6%	2,2%	1,7%	1,3%	0,8%
	120	-43,2%	-7,2%	0,7%	2,4%	3,0%	2,5%	2,2%	1,5%
	142	-43,1%	-6,9%	1,2%	3,0%	3,5%	3,1%	2,7%	2,1%

TABLA 13: Porcentaje de desviación - proyecciones realizadas a distintos días de riego efectivo de mineral (-1 ½").

		Días de riego efectivo al momento de proyección							
		15	30	45	60	75	90	105	120
Proyección de recuperación	15	-6,5%	3,7%	5,3%	4,6%	2,8%	0,3%	-0,6%	-5,0%
	30	-18,7%	-1,8%	-0,1%	1,0%	1,8%	2,3%	2,4%	2,6%
	45	-21,4%	-3,4%	-1,7%	-0,3%	1,0%	2,1%	2,4%	3,5%
	60	-22,9%	-4,4%	-2,7%	-1,2%	0,3%	1,6%	2,0%	3,5%
	75	-25,7%	-7,4%	-5,8%	-4,2%	-2,6%	-1,2%	-0,8%	0,9%
	90	-27,7%	-9,5%	-7,9%	-6,3%	-4,7%	-3,2%	-2,7%	-1,0%
	105	-28,7%	-10,6%	-9,0%	-7,4%	-5,8%	-4,2%	-3,7%	-1,9%
	120	-29,6%	-11,6%	-10,0%	-8,4%	-6,7%	-5,1%	-4,6%	-2,7%
	142	-30,7%	-12,7%	-11,1%	-9,5%	-7,8%	-6,1%	-5,6%	-3,7%

TABLA 14: Porcentaje de desviación - proyecciones realizadas a distintos días de riego efectivo de mineral (-6").

Las proyecciones realizadas con el primer mes de efluentes (30 días), de ambos set de pruebas, no se ajustaron a la recuperación entregada a través de los efluentes obtenidos, teniendo más de un 5% de error de las recuperaciones reales.

Relacionado al set de pruebas de mineral bajo 1 ½", se podría concluir que, dejando fuera las proyecciones realizadas al 15vo y 30vo día de riego efectivo, el resto entrega buenas proyecciones, manteniendo un margen de error menor a 3,5% de recuperación a la razón de lixiviación objetivo (0,75 m³/ton). Por ende, prácticamente el primer tercio del ciclo de lixiviación no representa las recuperaciones obtenidas, pero el resto se mantuvo bajo una desviación del 4,2% sobre el 30vo día del ciclo de lixiviación.

Paralelamente, del mineral con granulometría bajo 6", se obtuvo mayores desviaciones relacionado a las proyecciones entregadas. Lo más considerable de esta base de datos es que todas dieron recuperaciones menores a la entregada por los efluentes recolectados, lo cual puede presumir que las proyecciones realizadas a la Rlix de 1,5 (m³/ton) van a ser inferiores a la real, lo que puede entregar un 2% más de recuperación según la proyección realizada con los datos acumulados del día 142.

5.7.7. ANÁLISIS DE CONCENTRACIONES PRINCIPALES

Los efluentes obtenidos en ambas pruebas, entregan concentraciones esperadas entre sus diferentes granulometrías, donde la recuperación del set de granulometría de menor tamaño obtendría mejores recuperaciones que la de mayor (Marco Teórico).

A continuación, se analiza los efluentes principales de cada una de las pruebas; para esto, nos complementaremos con las gráficas 7 y 8, las cuales agrupan los resultados de los análisis químicos.

Para la prueba realizada con granulometría **bajo 1 ½"** (Gráfica 7), se obtuvo concentraciones de 10 gpl de cobre como primer efluente, los cuales se mantuvieron durante los primeros cinco días de riego aproximadamente, y los siguientes días hasta el día cincuenta se mantuvieron sobre 5 gpl de Cobre, lo que operacionalmente es bueno, ya que estas concentraciones pueden ser utilizadas para el balance de soluciones de lixiviación y así lograr metas productivas. Como último efluente obtenido en esta prueba fue de 1,83 gpl de cobre, recordando que el cobre en el refino fue de 0,9 gpl, aún manteniendo un gpl de corte.

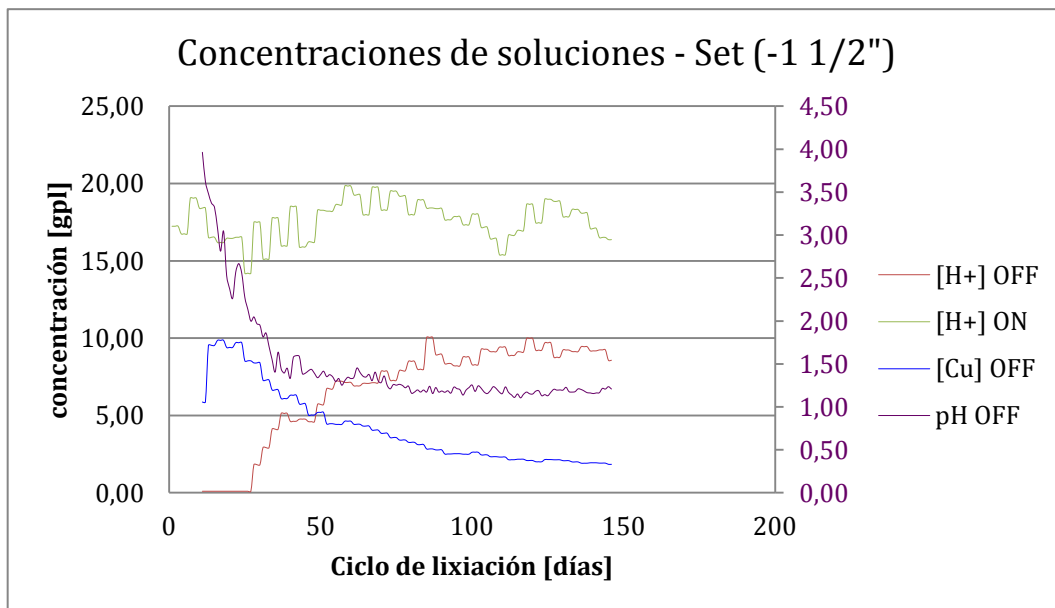


GRÁFICO 7: Principales concentraciones de soluciones de mineral con granulometría de -1 ½".

Relacionado a la concentración de ácido obtenido en el efluente, en los primeros 25 días del inicio de riego las concentraciones de H^+ (ácido) fueron prácticamente cero, lo que no es beneficioso para la recuperación debido a que parte del cobre en solución puede precipitar por no encontrarse dentro de los parámetros de estabilidad del ión Cu^{+2} (Diagrama de Pourbaix), y, por ende, puede quedar retenido de manera física, más aún con estos grados de compactación provocados por la altura del mineral evaluada en el proyecto (30 mts). Complementando lo anterior, estas bajas concentraciones de acidez pueden provocar alzas de pH (básico) en el inventario de soluciones entrantes (PLS) a SX, lo que puede favorecer la extracción del cobre, siempre y cuando no supere pH igual o superior 2,3, puesto que deja de extraer cobre, ya que el extractante ACORGA M5774, utilizado en las divisiones de CODELCO, trabaja a mayores pHs, pero éste superando pH 2 pierde selectividad al ión cuproso y se carga con fierro, ion férrico (Fe^{+3}), lo cual implica, si no está controlado el arrastre de acuoso en los lavadores, la posibilidad de aumentar el fierro total en el inventario de electrolito. El fierro es considerado un elemento parásito en la nave de EW, debido a que es consumidor de energía eléctrica por las reducciones de férrico a ferroso y viceversa, afectando la eficiencia del proceso, lo que provoca aumento de los costos.

Teniendo consideración que las pruebas metalúrgicas se realizan con un riego continuo, con una tasa de riego de $10 \text{ lt/m}^2/\text{hr}$. a operación normal, se evita lo realizado en las pruebas, ya que con estos flujos de riego es prácticamente difícil mantener la estabilidad de talud (seguridad de los operadores y equipos que transitan la corona de la pila). Generalmente, el riego para ripios y OBL tienen una intermitencia de 12 x 12 (12 horas de riego y 12 horas detenidas) y estos flujos de alimentación son orden de $4-6 \text{ lt/m}^2/\text{hr}$ para evitar desplazamientos de mineral y provocar daños a las personas. Se debe considerar que las pruebas se realizan con este tipo de riego para alcanzar lo antes posible la razón de lixiviación objetivo y tener una estimación de los resultados lo más anticipado posible.

La acidez de los efluentes de salida es fundamental mantenerla en un rango de [5 -7] gpl de H^+ , para mantener un pH cercano a 2, (KPI entregado por la Superintendencia de Planificación Planta - División Radomiro Tomic). **KPI:** *Key Performance Indicators o Indicadores Clave de Desempeño.*

Para aumentar las concentraciones de acidez obtenidas en estas pruebas se propone las siguientes consideraciones:

- Se recomienda realizar pruebas metalúrgicas incorporando una tasa de curado que abarque el 80% del consumo analítico de este mineral, lo que correspondería a una tasa de 11,2 kg H^+ /tms, con el objetivo de aumentar recuperaciones, reducir ciclos de lixiviación y, además, asegurar que los efluentes contengan concentraciones de ácido para alcanzar el pH requerido en la planta de Extracción por Solvente.
- Retomando lo anterior, relacionado con considerar una etapa de curado a continuación del chancador secundario, sería fundamental en este proceso para reducir el ciclo de lixiviación y así poder incorporar rampas de riego en todo el ciclo de lixiviación para darle estabilidad al terreno. Pudiendo así controlar los posibles derrumbes o desplazamientos de terreno que puedan poner en peligro la integridad de las personas.
- Se propone analizar un aumento en las concentraciones de ácido en el refino (macerado), en la etapa de impregnación del mineral (antes del primer efluente), lo que debe ir con un análisis de rampas de impregnación (Test de sulfatación) para encontrar el menor tiempo de sulfatación máxima del mineral. Este macerado al mineral lograría controlar o disminuir las bajas concentraciones de ácido en los efluentes. Relacionado al cobre, lograría aumentar las recuperaciones, lo que implica reducir ciclos de lixiviación. Este proceso agregaría alrededor de 1 kg de H^+ /tms con una solución de refino acondicionada a 50 gpl de H^+ .

A modo de resumen, es fundamental controlar las concentraciones de ácido obtenidas en los efluentes, para evitar precipitaciones de cobre y que este quede atrapado de forma mecánica en el lecho del mineral, lo que provoca disminución

en la recuperación. Es primordial controlar esta variable antes mencionada, más aún con las alturas de lecho a que apunta el proyecto.

Se propone al metalurgista de la División, subir las concentraciones de ácido en el refino durante los primeros 30 días para obtener efluentes con mayor cantidad de ácido, apuntando a asegurar un pH inferior a 2. Dicha recomendación, no es tan alejada a la operación del proceso, debido a que en la lixiviación primaria, en la etapa de impregnación del mineral, se utiliza refino acondicionado a 50 gpl H⁺ (Macerado).

Hay que recordar que el objetivo del Macerado utilizado en la etapa de impregnación es continuar con la sulfatación del mineral, que vendría siendo un tipo "curado en las pilas", en el cual se utiliza refino acondicionado, y su adición al mineral posee rampas de reposo, evitando sobrepasar la humedad dinámica del mineral (11,5% humedad para las granulometrías bajo 1 ½").

Relacionado a la prueba realizada con mineral **bajo 6"**, se obtuvo las siguientes concentraciones en los efluentes de salida (Gráfico 8).

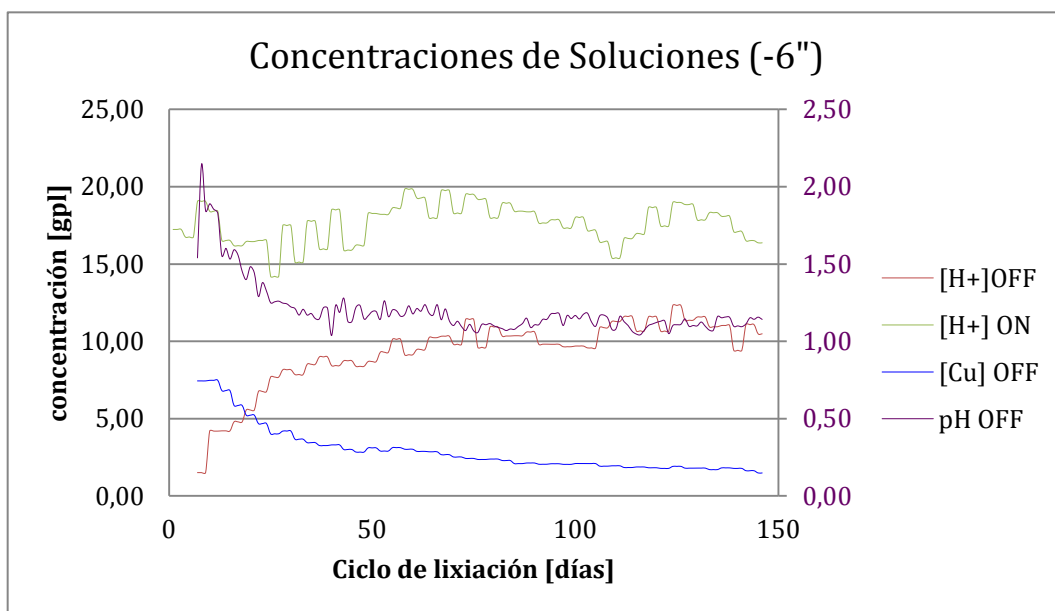


GRÁFICO 8: Principales concentraciones de soluciones para mineral con granulometría bajo 6".

Desde el punto vista metalúrgico, la concentración de refino utilizada (17 gpl H⁺) en esta prueba, fue óptima, debido a que el pH del PLS no sobrepasó los 2, a excepción del segundo día de efluente (pH: 2,14); por ende, estas condiciones aseguran mantenerse en los parámetros de estabilidad del ion Cu⁺².

Se debe recordar que el proceso de lixiviación tiene como cliente la planta de extracción por solvente, lo cual tiene que mantener y asegurar las variables operativas para lograr las mejores recuperaciones de ésta, ayudando a mantener las propiedades físicas y químicas del orgánico, teniendo como prioridad el control de arrastres de orgánico a piscina de refino y a inventario de electrolito.

5.7.1. CONSUMO DE ÁCIDO

Finalmente, en materia de consumo de ácido, la gráfica mostrada a continuación (Gráfico 9) deja en evidencia la precoz divergencia en las pendientes asociadas a las curvas de consumo acumulado de ácido, entre las diferentes granulometrías testeadas. A partir del 15vo día de riego efectivo, tiempo en el cual se ha logrado una razón de lixiviación del orden de 0,078 m³/tms, claramente se inicia la divergencia en las curvas de consumo acumulado. Este fenómeno, metalúrgicamente esperable, indica, entre otros aspectos, que a partir de ese momento es altamente probable que también se haya iniciado una separación en los patrones de extracción de cobre, lo que queda demostrado al observar las curvas de extracción acumulada de cobre en función del tiempo o Razón de lixiviación.

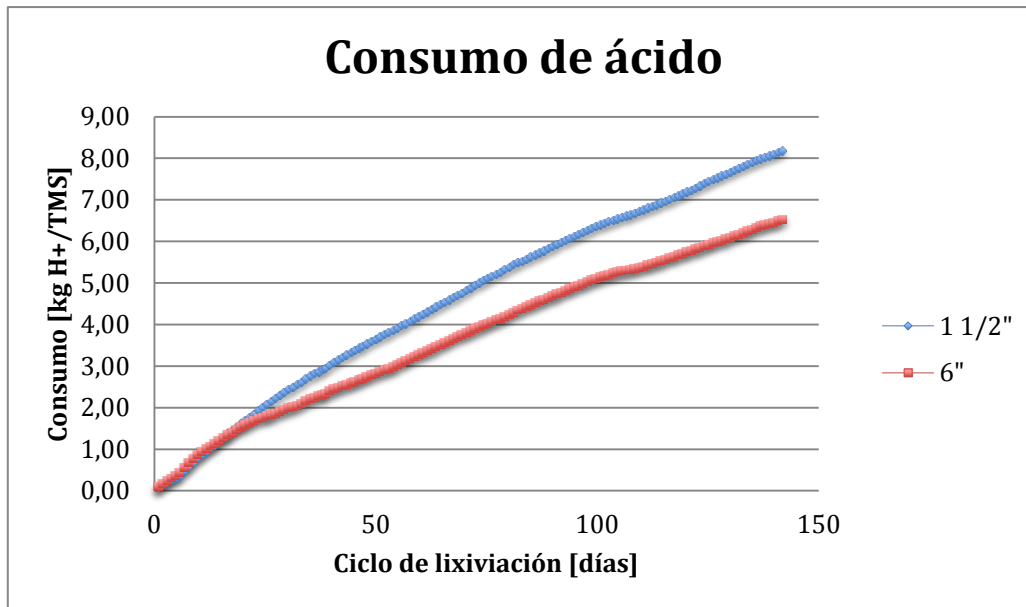


GRÁFICO 9: Consumo Ácido v/s días de operación (-1 1/2" y -6").

Es fundamental no perder de vista que esto es un negocio, por ende, el consumo de ácido es un insumo para obtener el producto final (Cobre). Complementando lo anterior, el gráfico 10 muestra claramente el consumo total de ácido durante el ciclo de lixiviación de ambas pruebas.

Para la prueba de -1 1/2", durante todo el ciclo de lixiviación se consume 8,18 kg H⁺/tms; en cambio, en la otra prueba de granulometría de 6", el consumo es de 6,53 kg H⁺/tms. Esta diferencia de consumo de ácido era esperable, debido a que el mineral con menor granulometría tiene una mayor área expuesta al ataque químico provocado por el ácido.

Retomando el consumo específico de ácido, para las granulometrías de -1 1/2" y de -6", el consumo promedio fue de 3,48 y 4,49 [kg H⁺/kg Cu], el cual tiene una diferencia de 1 kilogramos de ácido más para poder disolver un kilogramo de cobre.

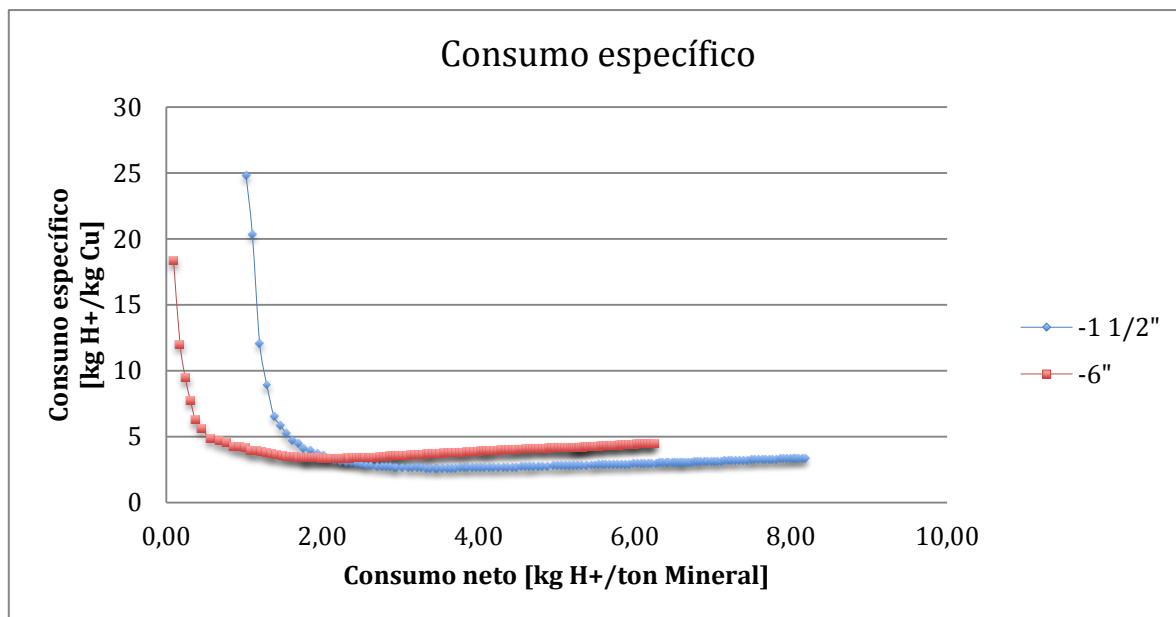


GRÁFICO 10: Consumo específico VS Consumo Neto.

5.7.2. EFICIENCIA DE EXTRACCIÓN ACUMULADA Y CINÉTICAS DE DISOLUCIÓN DE COBRE

En materia de eficiencia metalúrgica y cinética de disolución de cobre, los resultados obtenidos son mostrados gráficamente en las figuras 11 y 12. Estos gráficos si bien demuestran patrones absolutamente esperables en términos de diferencias de extracción acumulada, y consecuentemente en términos de cinéticas de disolución de cobre, dejan claridad en las ventajas metalúrgicas asociadas a lechos de menor granulometría.

En efecto, una primera lectura a dichos gráficos, indica en forma muy consistente y categórica los fenómenos postulados por el proyecto, es decir, la comparación de las curvas cinéticas entre ambas granulometrías, son consistentes, tanto metalúrgica como físicamente. El primer lecho en reventar, es decir, en entregar solución de salida, corresponden a las OBL- 6", se asocia a la mayor granulometría y en consecuencia menores resistencias hidráulicas (mayor permeabilidad).

En cuanto a la cinética de extracción de cobre observada, esta muestra claramente que el mineral de menor tamaño de partícula (100 % - 1 1/2"), al disponer de un grado mayor de superficie específica, deriva en que la velocidad específica de disolución de cobre sea sustantivamente mayor que aquella obtenida en el caso del mineral de mayor granulometría (6").

Por otra parte, las curvas mostradas en la Figura 11 indican que, en mayor o menor medida, ambas curvas se encuentran con pendientes positivas y en consecuencia, sugieren un ciclo aún incompleto, es decir, para ambos casos, no se ha logrado una asíntota que sugiera un decaimiento en la cinética. Si bien dicho fenómeno es más evidente para el caso de menor granulometría, ello no sugiere que también sea aplicable a la de mayor granulometría.

En virtud de lo anterior, y sobre la base de los resultados metalúrgicos reportados en la figura 13, es posible realizar análisis de proyección, los cuales permiten deducir, con cierta certeza, que un ciclo adecuado de riego a considerar en la práctica industrial debe ser del orden de 295 días, de manera de lograr razones de lixiviación del orden de 1,5 m³/tms. Lo anterior, es para lograr las recuperaciones objetivas de extracción de cobre, del orden superiores a 65 % para lechos granulométricos de 100 % - 1 1/2" y alturas de lechos de lixiviación de 30 metros.

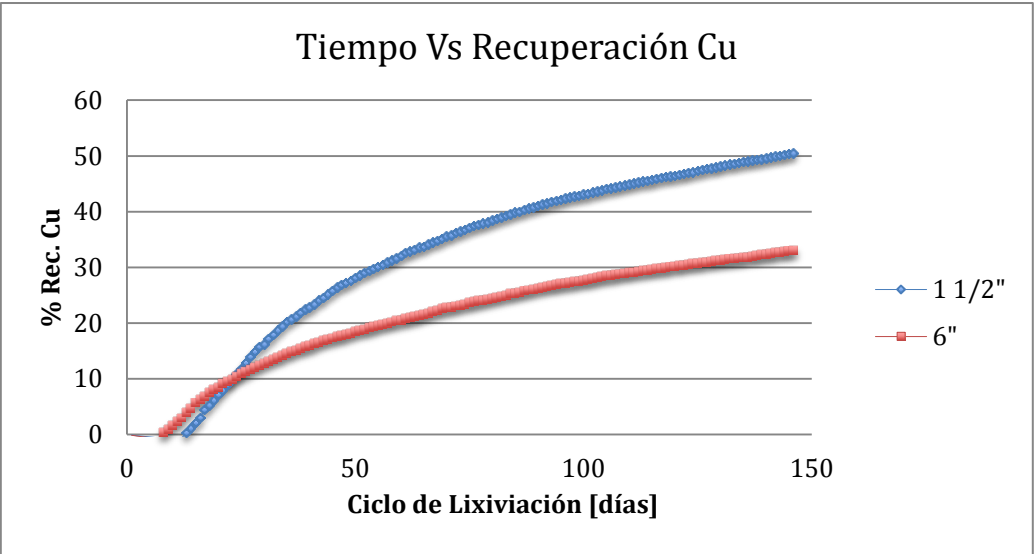


GRÁFICO 11: Recuperación de Cu v/s días de operación.

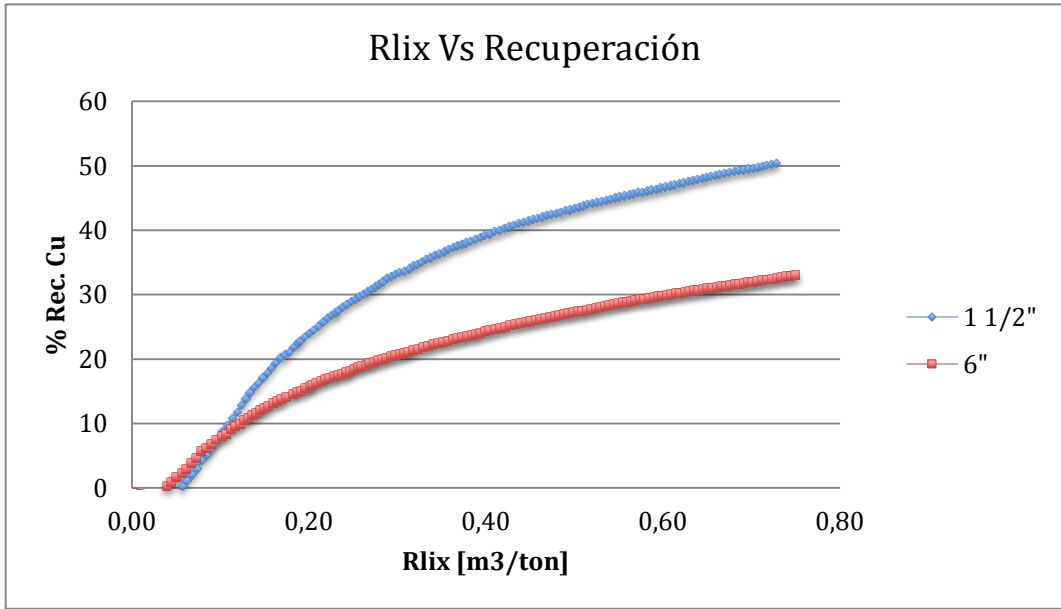


GRÁFICO 12: Recuperación de Cu v/s Razón de Lixiviación.

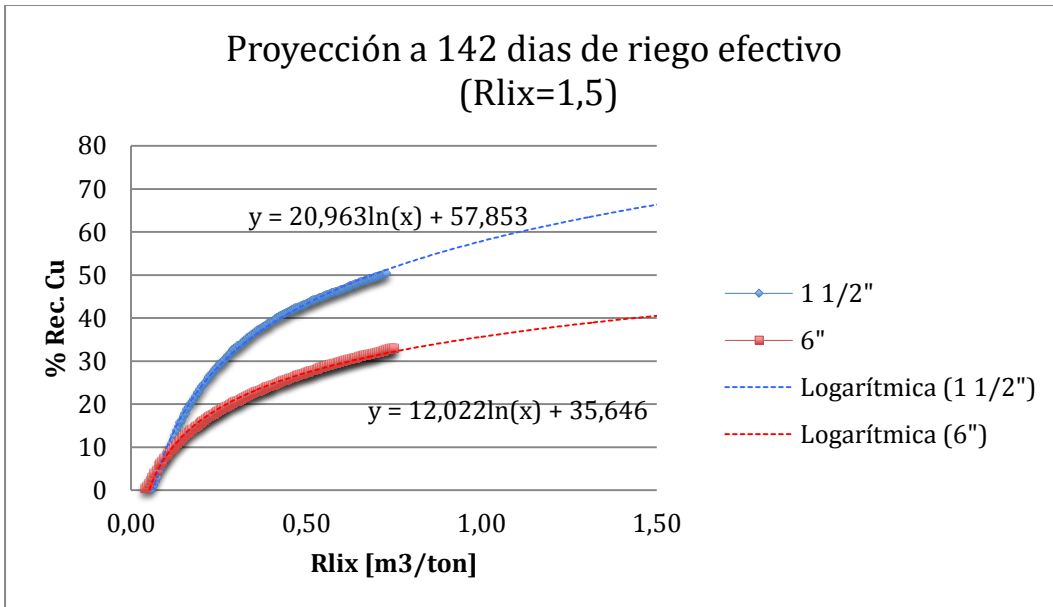


GRÁFICO 13: Proyección Cinéticas de Disolución de Cobre.

A modo de Resumen, si hacemos una proyección de las curvas (Gráfico 12), considerando el ciclo real de riego de 295 días (pruebas realizadas), estas nos permiten esperar recuperaciones de un orden del 67% para el mineral con granulometría 100% -1 ½" y del orden del 40% para el mineral con granulometría mayor (100% -6"), tal como muestra la gráfico 13.

5.8. CONCLUSIONES PLANTA HUECHÚN

- I. Con la información obtenida en los 146 días de riego es posible visualizar que las curvas de recuperación de ambas granulometrías aún presentan pendientes positivas, lo que permite afirmar que aún el ciclo está inconcluso, pudiendo mejorar los resultados con un aumento en el ciclo de riego.
- II. Con los datos obtenidos a la fecha se ha podido determinar una buena correlación para este sistema, correlación que puede ser mejorada con información propia del comportamiento cinético de los minerales de la DRT, permitiendo predecir de manera más precisa la recuperación de los mismos para ciclos mayores de riego. (gráfico 14)

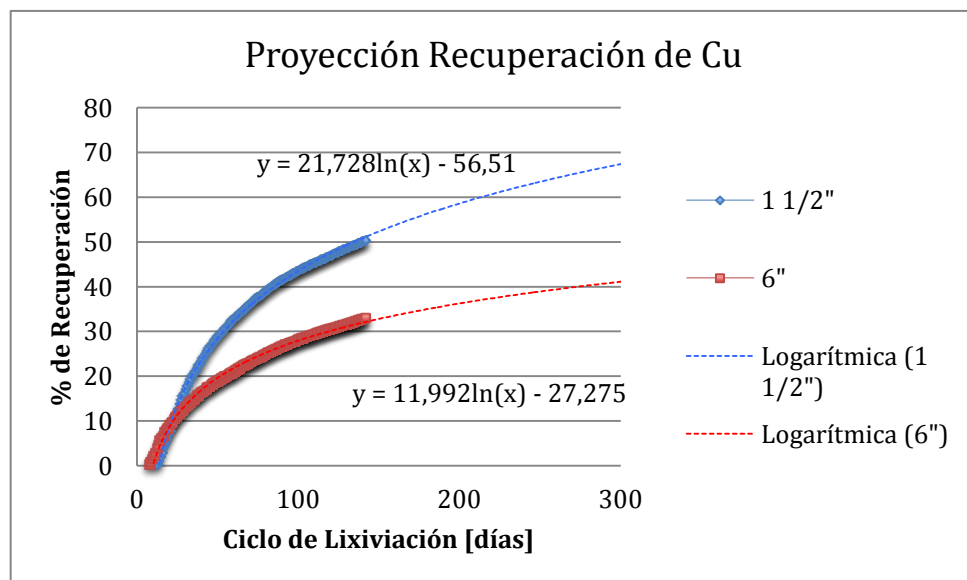


GRÁFICO 14: Recuperación de Cu proyectada v/s días de operación (295 días).

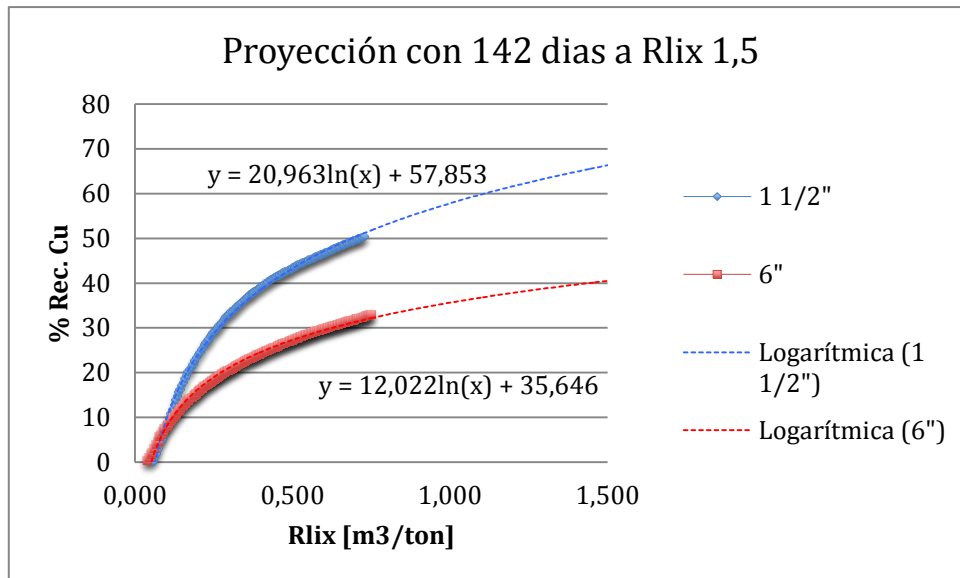


GRÁFICO 15: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación.

- III. El desarrollo del diseño experimental permite generar la información metalúrgica esperada en forma muy concluyente. Al respecto, los resultados muestran claramente los aumentos de beneficio metalúrgico por acción de la granulometría, estableciendo además cuantitativamente las diferencias de extracción involucradas, con lo cual es posible derivar dicha información al desarrollo de una Ingeniería Conceptual.
- IV. Si bien la decisión de implementar un proceso de conminución sobre los OBL de RT a objeto de mejorar la extracción metalúrgica de cobre de estos recursos es materia de una etapa de ingeniería previa, es claro que la experimentación llevada a cabo entrega herramientas claves para mejorar hoy los procesos productivos del mineral OBL de RT. Lo anterior, aunque evidente, responde claramente al hecho de que la experimentación realizada establece la directa relación que existe para estos minerales, entre el tamaño de partícula y la eficiencia metalúrgica de extracción Cobre.

CAPITULO 6: PRUEBAS METALÚRGICAS RADOMIRO TOMIC.

6.1. CONDICIONES OPERACIONALES

Las condiciones de operación definidas por la División Radomiro Tomic para estas pruebas, realizadas en sus instalaciones, apuntan a obtener paralelamente información para el proyecto Chancado de Óxidos de Baja Ley (OBL).

A diferencia de las pruebas realizadas en Huechún, se pretende lograr un lecho de mineral equivalente a 5 metros de altura, utilizando como solución lixivante refino, proveniente del tren D, acondicionado a 30 gpl de H⁺.

En general, el límite de batería referente a las condiciones de procesos definidas por DRT (División Radomiro Tomic) se detallan en la **TABLA 15**.

CONDICIONES DE OPERACIÓN	
Tipo de mineral a testear	Mineral OBL RT
Granulometría	6" y -1 ½"
Razón de Lixiviación Mínima	0,75 m ³ /tms
Tasa de Curado	no considerar
Tasa específica de riego	5 lt/hr/m ²
Solución Lixivante	Refino acondicionado a 30 gpl H ⁺

TABLA 15: Condiciones de operación definidas para pruebas de lixiviación con mineral OBL. Planta Piloto, Radomiro Tomic - Codelco, Chile.

6.2. FILOSOFÍA DE OPERACIONES

Al igual que las pruebas en Huechún, el mineral es Oxido de Baja Ley con sus respectivas características de granulométricas (1 ½" y 6") ya mencionadas en el capítulo: **CUANTIFICACIÓN DE VARIABLES METALÚRGICAS PARA INICIO DE PRUEBAS, ÓXIDO DE BAJA LEY.**

En la planta piloto de Radomiro Tomic se utilizan isocontenedores los cuales también son nombrados como ISOPADS (inglés), estos tienen forma de cubo y su volumen es de 1 m³.

En cada set de pruebas (-1 ½" y -6") se utilizaron cinco Isocontenedores en serie con el objetivo de simular una lecho mineral correspondiente a 5 metros de alto. Cada ciclo de lixiviación comienza desde el primer isocontenedor hasta el último, que vendría siendo en este caso el quinto. Los efluentes (solución drenante) de cada isocontenedor son el riego del siguiente y así sucesivamente. El efluente final, que corresponde al quinto isocontenedor, es la solución cargada (PLS), la cual va a análisis químico para determinar la recuperación total del lecho.

El objetivo de las pruebas metalúrgicas en serie es lograr la altura del lecho lixivante deseado a analizar, con los recursos que se poseen y que se puedan obtener a corto plazo, manteniendo la seguridad de las personas que se encuentran operando la planta diseñada. Cabe recordar que si se tuvieran los recursos, las instalaciones y el tiempo para la compra de los materiales que aseguren un control efectivo y una eliminación de peligros que puedan provocar incidentes graves o fatales, no sería necesario buscar estas técnicas de lixiviación en serie.

6.3. PLAN EXPERIMENTAL

Tal como fue señalado anteriormente, el Plan Experimental acordado con División Radomiro Tomic, en general, considera evaluar la respuesta metalúrgica (cinéticas, eficiencias de extracción de cobre y consumo de ácido) de los recursos denominados Óxidos de Baja Ley de DRT (División Radomiro Tomic). Lo anterior, considerando dos ámbitos granulométricos (6" y 100% - 1 ½"). La TABLA 16 presenta un resumen de las consideraciones metalúrgicas que se pretenden obtener al término de las pruebas. En la construcción de la TABLA 16 se considera una tasa de riego de 5 l/h/m².

Id - Pads	Tamaño (Pulg)	Altura Carga Acum. (mt)	Masa Mineral Acum. (Ton)	Días Riego	Intermitencia (hrs)	Volumen Diario (Its)	Razón Lix (m3/ton)
Pad - 01	- 6 + 4	1	1,5	94	12	60	3,76
Pad - 02	- 6 + 4	2	3,0	94	12	60	1,88
Pad - 03	- 6 + 4	3	4,5	94	12	60	1,25
Pad - 04	- 6 + 4	4	6,0	94	12	60	0,94
Pad - 05	- 6 + 4	5	7,5	94	12	60	0,75
Id - Pads	Tamaño (Pulg)	Altura Carga Acum. (mt)	Masa Mineral Acum. (Ton)	Días Riego	Intermitencia (hrs)	Volumen Diario (Its)	Razón Lix (m3/ton)
Pad - 06	- 1½	1	1,5	94	12	60	3,76
Pad - 07	- 1½	2	3,0	94	12	60	1,88
Pad - 08	- 1½	3	4,5	94	12	60	1,25
Pad - 09	- 1½	4	6,0	94	12	60	0,94
Pad - 10	- 1½	5	7,5	94	12	60	0,75

TABLA 16: Programa experimental de lixiviación para cada tamaño granulométrico (-1 ½ y 6"), Planta Piloto - Radomiro Tomic.

A continuación, la figura 28 muestra el esquema utilizado para realizar las pruebas metalúrgicas en la planta piloto de RT (Fotografía tomada una vez implementado el inicio de las pruebas).



FIGURA 28: Esquema de las columnas en serie para mineral OBL, Planta Piloto RT - CODELCO, Chile.

6.3.1. TASA DE EVAPORACIÓN

Una de las desventajas de las pruebas metalúrgica en serie es la exposición de solución lixivante a la evaporación en las etapas intermedias y final, debido a que en la aplicación esta solución no es expuesta directamente con el ambiente; por ende, se realizaron pruebas de tasa de evaporación con la finalidad de tener una estimación de las pérdidas en las etapas ya mencionadas y lograr reponer el volumen perdido de agua no interfiriendo, así, en el balance hidráulico.

Una manera simple y efectiva para conocer la tasa de evaporación de un lugar específico, en un periodo determinado, es dejar un recipiente con solución lixivante (refino) en el lugar donde se van a realizar las pruebas (en este caso al interperie - Planta piloto RT). Se dejan durante un día (24 hrs) y se mide la diferencia de masa que se obtuvo en este periodo. En lo que respecta a la tasa de

evaporación, a diferencia de la tasa de riego, su unidad de tiempo es por día, debido a que la evaporación no es constante durante el transcurso de un periodo determinado (noche-día) y, además, influye considerablemente según la estación del año y la ubicación geográfica.

Las dimensiones del recipiente utilizadas y las características del refino utilizado para realizar estas pruebas fueron las siguientes:

Medidas	unidad	Valor
Área de vasos	m ²	0,0083
Densidad refino	gr/ml	1,155
Tara vaso	gr	405,5

Los resultados obtenidos de la tasa de evaporación, realizadas el mes de septiembre del 2011 en la planta piloto (interperie) - Radomiro Tomic, son las siguientes:

REFINO Acondicionado	Unidad	1	2	3	4
Horas expuestas	hr	24	24	24	24
Masa inicial	gr	1021,5	1000	922,5	903
Masa final	gr	946	921	850	829
Volumen	lt	0,065	0,068	0,063	0,064
Tasa de evaporación	lt/día/m ²	7,9	8,2	7,6	7,7

TABLA 17: Resumen de resultados de pruebas de evaporación.

Debido a los resultados obtenidos de las cuatro pruebas de tasa de evaporación realizada en la planta piloto de RT, se determina que una buena tasa de evaporación para utilizar en ambos set de pruebas es de 8 lt/m²/día (validada por el metalurgista líder de pruebas).

El agua se evapora en los isocontenedores intermedios y final, se adiciona agua desmineralizada, para reponer la tasa de evaporación antes mencionada.

6.4. PREPARACIÓN DE COMPONENTES PARA REALIZACIÓN PRUEBAS

6.4.1. ISOCONTENEDORES

Las pruebas metalúrgicas realizadas en la Planta Piloto de Radomiro Tomic se realizaron en isocontenedores (ISOPAD). Estos isocontenedores son obtenidos de la planta de extracción por solvente donde el proveedor del extractante ACORGA M5774 (CYTEC) lo utiliza para el traslado y conservación de este, pero una vez recibido por la división y descargado a los trenes de SX estos recipientes quedan como residuos. Como la función de los isocontenedores es otra, traslado del extractante, se tuvieron que acondicionar y limpiar para reutilizarlos en las pruebas.

A continuación, se ilustran la preparación y acondicionamiento de estos isocontenedores.



FIGURA 29: Traslado de isocontenedores de planta SX a Planta Piloto.



FIGURA 30: Lavado de isocontenedores en planta piloto RT.

Además de realizar el lavado previo de estos isocontenedores se corta el lado superior de estos para poder ingresar mineral e instalar el sistema de riego para comenzar las pruebas metalúrgicas.

6.5. SISTEMA DE RIEGO

6.5.1. MALLA DE RIEGO

Se diseña una malla de riego para los isocontenedores con las mismas dimensiones utilizadas en la pila actual de OBL (0,35 mt y 0,45 mt).



FIGURA 31: Corona de pila ROM, (Malla de riego) - Radomiro Tomic, Chile.

En la operación, al momento en que el refino toma contacto con el lecho, se pierde una pequeña cantidad de mineral que no obtiene riego (parte superior) debido a que el volumen del trayecto de ese riego es de forma cónica el cual va aumentando su base a medida que va descendiendo por la pila. Para evitar perder volumen de mineral sin riego, en los isocontenedores intermedios se instalaron paños entre el ramal de riego y el mineral con el objetivo de humectar todo el mineral evitando pérdidas de recuperación por falta de riego. Estos paños fueron instalados en todos los isocontenedores, a excepción del primero de cada set (1 ½" y 6"), con el propósito que ajustar este comportamiento de trayecto del riego en los isocontenedores intermedios y finales.

La figura 32 muestra el diseño de la parrilla de goteros utilizados para estas pruebas y los paños que fueron utilizados para favorecer la distribución de riego.



FIGURA 32: Malla de riego utilizada en pruebas metalúrgicas - Radomiro Tomic.

6.5.2. DRENA-FLEX

Los tubos drena-flex están diseñados para absorber y canalizar los excedentes de solución en todo tipo de terrenos. Su exclusivo sistema de ranuras de absorción múltiple permite una rápida y eficaz canalización. Por este motivo, se utilizan estos tubos en la base del isocontenedor (interior) para poder canalizar los efluentes a la válvula de descarga de este. Para conseguir lo anterior, se entrega a la maestranza de la planta piloto un diseño para que lo llevará a cabo con drenaflex de 4". El resultado de lo anterior lo ilustra la figura 33.



FIGURA 33: Diseño utilizado de la base del isocontenedor con Drenaflex.

Complementario a los Drenaflex, para mejorar la canalización de los efluentes a la válvula de descarga del isocontenedor, en la estructura donde se encontraban posicionados, poseían una diferencia de tres centímetros entre caras verticales donde la parte con menor altura se encontraba la válvula de descarga para poder dirigir los efluentes al exterior del ISOPAD y no tener soluciones retenidas.

6.5.3. BOMBAS

La división tiene dos tipos de bombas peristálticas, de las cuales no poseen información de sus especificaciones; por ende, se tuvo que realizar pruebas hidráulicas para determinar que bomba cumplía con la tasa de riego requerida para las pruebas.

Una vez realizadas las pruebas hidráulicas ambas bombas alcanzaban el flujo requerido (89 ml/min), pero la diferencia entre estas es que una trabajaba a 10% de su potencia y la otra a 65%. La dificultad de estas diferencias de potencia fue que la que trabajaba al 10% a los 5 minutos de operación su caudal era inestable y la que trabajaba a 65% de su rango de potencia se alejaba del caudal inicial a las 4 hrs de operación. Con estos tiempos se planifica el ajuste del caudal que debían realizar los operadores en el control de las pruebas metalúrgicas.

A continuación, la figura 34 muestra los dos tipos de bombas que posee la división. La bomba que se encuentra a mano derecha de la ilustración es la que se utiliza para llevar a cabo las pruebas.



FIGURA 34: bombas peristálticas división DRT (2011).



FIGURA 35: Bombas peristálticas instaladas en la estructura de isocontenedores.

Se utiliza bidones de 60 litros para las soluciones de alimentación y para los de descarga de dos de 20 litros.



FIGURA 36: Sistema recolector de efluentes por isocontenedor.

6.6. SOLUCIÓN LIXIVIANTE

Se traslada refino de la planta de extracción por solvente (SX) a la Planta Piloto para acondicionar todo el refino necesario para llevar a cabo las pruebas metalúrgicas.

El refino utilizado para ambos set de pruebas se almacena en los estanques colectores de soluciones de los gaviones (Figura 37) con el fin de evitar ir a buscar a la planta de SX cada vez que se necesitara este. En estos mismos contenedores se acondiciona el refino de 17 a 30 gpl de ácido.

El volumen total de los estanques colectores es de 24 m³.



FIGURA 37: Estanques colectores de soluciones, Gaviones - Radomiro Tomic.

Una vez acondicionado el refino en los estanques colectores se traspasan 800 litros de estos a un isocontenedor el cual fue trasladado al costado de las pruebas metalúrgicas para facilitar la manipulación de los operadores encargados del control hidráulico. A medida que se requería más refino al costado de las pruebas se realizaba la misma maniobra de acercar un isocontenedor al costado de las pruebas, esto se realizaba con ayuda de una grúa horquilla.



FIGURA 38: Isocontenedor con solución Lixivante (refino) al costado de pruebas metalúrgicas.



FIGURA 39: Operadores cuantificando solución lixivante para inicio de turno.



FIGURA 40: Preparación de bidón de alimentación (inicio de turno).

6.6.1. CARACTERÍSTICAS MINERAL 6"

El proyecto de chancado de óxidos de baja ley tiene considerado como alternativa de transporte de la planta de chancado a la pila "a través" de camiones de extracción (CAEX). Este transporte es el mismo utilizado para el apilado de la pila ROM de DRT en la actualidad (2012).

Los camiones de extracción, cuando efectúan la descarga del mineral OBL (Tamaño ROM), la realizan en el talud de la pila. Al momento de la descarga el mineral con mayor granulometría rueda a través del talud alcanzando menores alturas en la pila; por ende, la distribución del mineral de toda la pila tiene una particularidad la cual es que los tamaños con mayor granulometría se encuentran ubicados en la parte inferior (pata del talud). A continuación, se presenta una ilustración de la actual pila OBL donde se pretende registrar este comportamiento de distribución del mineral con mayores tamaños.



FIGURA 41: Pila OBL, sector sur - Distribución Granulométrica. Radomiro Tomic.

Con el antecedente visto en terreno sobre la distribución granulométrica que posee la pila se intenta interpretar esto mismo en las pruebas metalúrgicas para ajustar lo más posible los resultados obtenidos en la planta piloto; por ende, en conjunto con el metalurgista de la división, se decide agrupar la granulometría del mineral bajo 6 pulgadas para realizar la carga de los isocontenedores con la distribución vista en la pila actual de OBL. Se clasifica el mineral de 6" en cuatro sub-grupos: +4", +2", +1½" y -1½" con las que se cargan las mismas cantidades para cada isocontenedor.

6.6.2. CLASIFICACIÓN DEL MINERAL DE 6".

Se utiliza la planta de chancado, de la planta piloto, para la clasificación del mineral de 6 pulgadas. Se instalan harneros en las diferentes estaciones para realizar la clasificación mencionada. Hay que dejar en claro que el mineral no se chanca (reducción de tamaño), para esto se deja fuera los chancadores para no alterar la granulometría del mineral.

Como se menciona en el punto anterior, se decide clasificar el mineral de 6" en cuatro sub-grupos: +4", +2", +1 ½" y - 1½". Para llevar a cabo la clasificación se utiliza la planta de chancado (piloto). Como primer paso se comienza verificando la planta de chancado tuviera los harneros con las mallas correspondientes para la clasificación; además de verificar que su estado en general estuviese operativo (correas transportadoras) y sin material de pruebas anteriores.

La clasificación se divide en dos etapas:

- La primera corresponde pasar todo el mineral bajo 6 pulgadas por la planta de chancado, donde se tuviera el harnero de 4" en la entrada del buzón del chancador primario y luego que este mineral pase por el harnero vibratorio de 2" que se ubicaba en la entrada del chancador secundario de la planta piloto. Una vez que el mineral con sobre tamaño, que retuvo en los respectivos harneros antes mencionados, se retira y se acopia al costado de los isocontenedores para previo carguío.
- El mineral bajo tamaño de la primera etapa de clasificación (mineral bajo 2 pulgadas) se ingresa nuevamente a la planta de chancado, pero a diferencia de la primera etapa, es que el harnero de 2" fue remplazado por uno de 1 ½", con el objetivo de poder clasificar el mineral en 1 ½" (sobre y bajo tamaño).

En conjunto con estas dos pasadas del mineral por la planta piloto (chancado), se logra clasificar el mineral de 6" en los cuatro sub-grupos que se esperaba obtener (+4", +2", +1 ½" y - 1 ½").

Las dificultades para realizar esta clasificación de mineral fueron, en primer lugar, reemplazar los harneros de la planta de chancado por los tamaños que se requería y, en segundo lugar, realizar la limpieza de las correas. Esta limpieza es necesaria para evitar contaminar el mineral a evaluar evitando desviaciones en los resultados.

A continuación se presentan ilustraciones de la actividad: clasificación del mineral de 6".



FIGURA 42: Carga de mineral de 6" a buzón de chancador primario - Planta Piloto.



FIGURA 43: Personal CIMM retirando sobre tamaño de 4" (mineral OBL).



FIGURA 44: Planta piloto, Chancado - Radomiro Tomic.



FIGURA 45: Mineral OBL -1 ½" y retroexcavadora captando mineral sobre +1 ½".



FIGURA 46: Acopio mineral +4" y +2" (mineral OBL 6").



FIGURA 47: Clasificación de mineral de 6": +4", +2", +1 ½" y -1 ½".

Paralelamente con la clasificación del mineral de 6" se encarpeta la superficie de trabajo con HDPE (polietileno de alta densidad) que pretende separar el suelo del mineral acopiado y además se instala carpeta bajo la estructura donde se encuentran los isocontenedores. Con la finalidad de contener posibles derrames de soluciones producto a desacoples de la conexión hidráulica de las pruebas metalúrgicas.



FIGURA 48: Preparación de superficie con carpeta HDPE.

6.6.3. CARGA DE MINERAL OBL (SET DE 6")

Luego de realizar la clasificación del mineral OBL de 6" en los cuatro sub-grupos (+4", +2", +1 ½" y - 1½") se procede a la carga los cinco isocontenedores. Cada isocontenedor se carga con lo estipulado en la tabla 18. El peso total de mineral por ISO es de **1500 kg.**

Clasificación	% Acum. de Clasificación	Pulg.	Abertura (mm)	Peso Retenido	%Parcial Retenido	Retenido	Pasante	Carga Total Iso [Kg]
+4	37,56	+8	203,2	25940	0,36	0,36	99,64	563,4
		+6	152,4	381630	5,29	5,65	94,35	
		+4	101,6	2301560	31,91	37,56	62,44	
+2	31,64	+2	50,8	2281780	31,64	69,20	30,80	474,6
+ 1 ½	6,55	+1 ½	38,1	472400	6,55	75,75	24,25	98,3
- 1 ½	24,25	+1	25,4	548290	7,6	83,35	16,65	363,8
		+3/4	19,1	268370	3,72	87,07	12,93	
		+½	12,7	223710	3,1	90,17	9,83	
		1/4	6,4	246150	3,41	93,59	6,41	
		+#10	2	195140	2,71	96,29	3,71	
		+#50	0,36	176560	2,45	98,74	1,26	
		-#50	0	90910	1,26	100,00	0,00	

TABLA 18: Carga de mineral por isocontenedor, correspondiente a set de pruebas de 6".

La carga se logra con personal CIMM (Centro Investigación Minera y Metalúrgica), quienes son los encargados de la operación de la planta piloto. Se utiliza una balanza digital de 300 kg, una carretilla y una retroexcavadora para llevar a cabo esta actividad. A continuación, se presentan ilustraciones de la aplicación.



FIGURA 49: Carga de mineral ya clasificado a isocontenedores de pruebas de 6".



FIGURA 50: Carga de mineral a balde de brazo de excavadora.



FIGURA 51: Carga de mineral con retroexcavadora a Isocontenedor.



FIGURA 52: Carga de mineral con retroexcavadora a Isocontenedor.



FIGURA 53: Carga de mineral, para pruebas metalúrgicas con mineral 6".



FIGURA 54: Carga de mineral, para pruebas metalúrgicas con mineral 6".



FIGURA 55: Isocontenedor cargado con mineral OBL de 6".

6.7. IRRIGACIÓN Y CONTROL DE FLUJOS

La irrigación de las pruebas se realiza con una intermitencia de 12 horas. El inicio del riego de todos los isocontenedores comienza a las 11:00 hrs y termina a las 23:00 hrs. Se definen estos horarios para entregar tiempo necesario al operador con el objeto de que prepare todos sus materiales y herramientas para llevar a cabo los controles.

Al iniciar el día de operación se debe registrar el volumen inicial de los litros con los cuales comienza el bidón de irrigación (alimentación). Además de ello, se deben pesar los bidones con la solución.

La tasa de riego para el primer isocontenedor de ambos tamaños (1 ½" y 6") es de 5 lt/hr/m², correspondiente a un flujo de 83 ml/min. Para todo el resto de los isocontenedores la tasa de riego es de 5,33 lt/hr/m², con un flujo de 89 ml/min. Esta diferencia de flujo, entre los primeros y los restantes, es debido que se pretende recuperar los efluentes evaporados del segundo al quinto, producto de que en la operación real no deberían ser afectados directamente por la condición

ambiente. Al terminar el día de operación el volumen de alimentación debe haberse irrigado durante este periodo. Si por algún inconveniente no se logra este objetivo se debe medir la diferencia e informar al supervisor CIMM para que este informe a los encargados de las pruebas.

Para la formación de las muestras diarias todos los días se toman muestras de la alimentación del primer ISO de cada SET enviando 250 cc para análisis químico y 250 cc para testigo. Estas muestras son tomadas a las 11:00 hrs. También se toman las muestras de salida del quinto ISO PADS de cada SET enviando 250 ml para análisis químico y 250 ml para testigo.

Se deben captar 250 ml del primer efluente del quinto isocontenedor para conocer con cuanta concentración de cobre revienta el lecho total del mineral.

Los análisis químicos por los cuáles son enviadas las muestras son: Cu^{+2} , H^+ , pH y mV.

La irrigación de los isocontenedores se efectúa a través bombas y se controla cada 2 horas el flujo instantáneo (tasa de riego).



FIGURA 56: Operador controlando flujo instantáneo de alimentación.

6.8. RESULTADOS PRUEBAS PLANTA PILOTO RADOMIRO TOMIC

6.8.1. RAZÓN DE LIXIVIACIÓN

Se obtuvo un ciclo de lixiviación de 53 días en los cuales se logra una Razón de Lixiviación de $0,46 \text{ m}^3/\text{tms}$ para ambas granulometrías. Dicho ejercicio fue logrado considerando, de acuerdo al diseño experimental definido por DRT, una Tasa Específica de Riego del orden de 5 lts/hr/m^2 .

Según planificación se proyectaba apuntar a una razón de lixiviación de $0,75 \text{ m}^3/\text{tms}$. Por motivos de cambio de jefatura, y por las proyecciones que ya se obtenían a los $0,46 \text{ m}^3/\text{tms}$, se determina que con los datos ya conseguidos se puede tomar una decisión relacionada a la aplicación del proyecto.

A solicitud del nuevo Superintendente de Planificación de Planta se solicita proyectar todas las variables con los análisis ya obtenidos.

La gráfica 16 presenta el resumen de la evolución de la razón de lixiviación y el tiempo que se requería para lograr la razón objetivo.

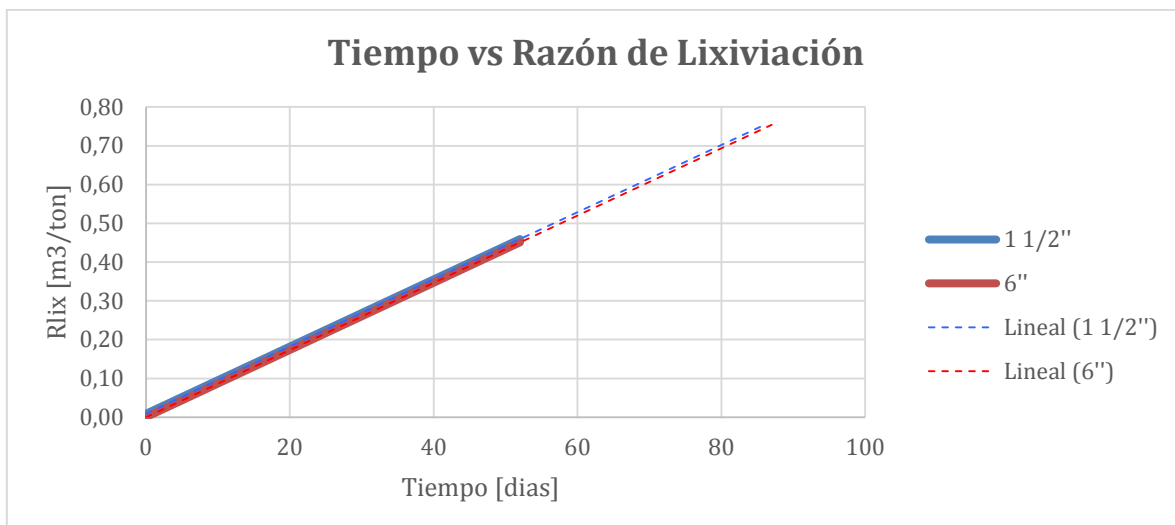


GRÁFICO 16: Razón de Lixiviación v/s días de operación.

6.8.2. ANÁLISIS DE CONCENTRACIONES PRINCIPALES

Los efluentes obtenidos en ambas pruebas entregaron las concentraciones esperadas al igual que las pruebas realizadas en la planta Huechún, donde la recuperación del set de granulometría de menor tamaño obtendría mejores recuperaciones que la de mayor.

A continuación, se analizan los efluentes principales de cada prueba. Para esto nos complementaremos con las gráficas 17 y 18 las cuales reagrupan los análisis químicos de todo el ciclo de lixiviación.

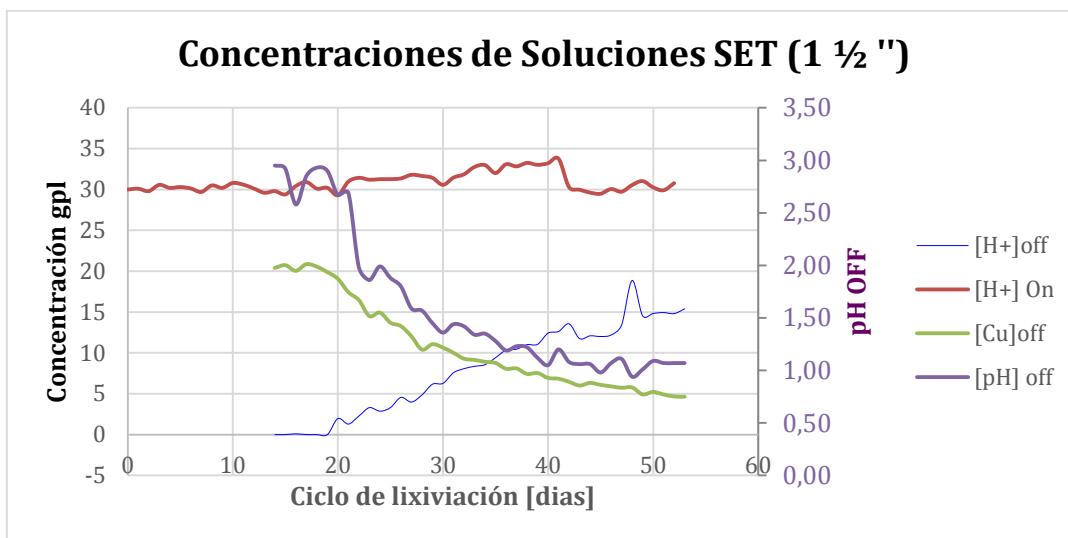


GRÁFICO 17: Concentraciones de soluciones de mineral con granulometría de $-1 \frac{1}{2}$ ".

Para la prueba realizada con granulometría bajo $1 \frac{1}{2}$ " se obtienen concentraciones de 20 gpl de Cobre como primer efluente, estos se mantuvieron durante los primeros diez días. La variable importante a analizar, según sus resultados, es la concentración de ácido obtenido en el efluente, ya que los primeros doce días de efluente la concentración de ácido fue cero, por ende, el pH se mantuvo en el orden de 2,5. Esto afecta directamente a la recuperación debido a que el mineral requiere más ácido de lo que se está agregando. Relacionado a la estabilidad del cobre en solución, se encuentra al límite encontrarse fuera de su rango de estabilidad, lo que puede producir la

precipitación de este como: $(\text{Cu}(\text{OH})_2 - \text{CuFeO}_2 - \text{Cu})$, más aún si se pretende trabajar a estas altura de lecho que apunta el proyecto (30 metros de altura). No es beneficioso para la recuperación debido al atrapamiento mecánico que puede sufrir el cobre; además, fuera de lo antes mencionado, podría provocar precipitación de impurezas las cuales afectan directamente a la planta de SX.

Se concluyen y se proponen las mismas recomendaciones de la experiencia obtenida en Huechún. Incorporar tasa de curado y/o macerar refino a 50 gpl de H^+ para amortiguar la caída de ácido de los días antes mencionados.

Relacionado a la prueba con mineral bajo 6", se obtuvo las siguientes concentraciones en los efluentes (gráfico 18).

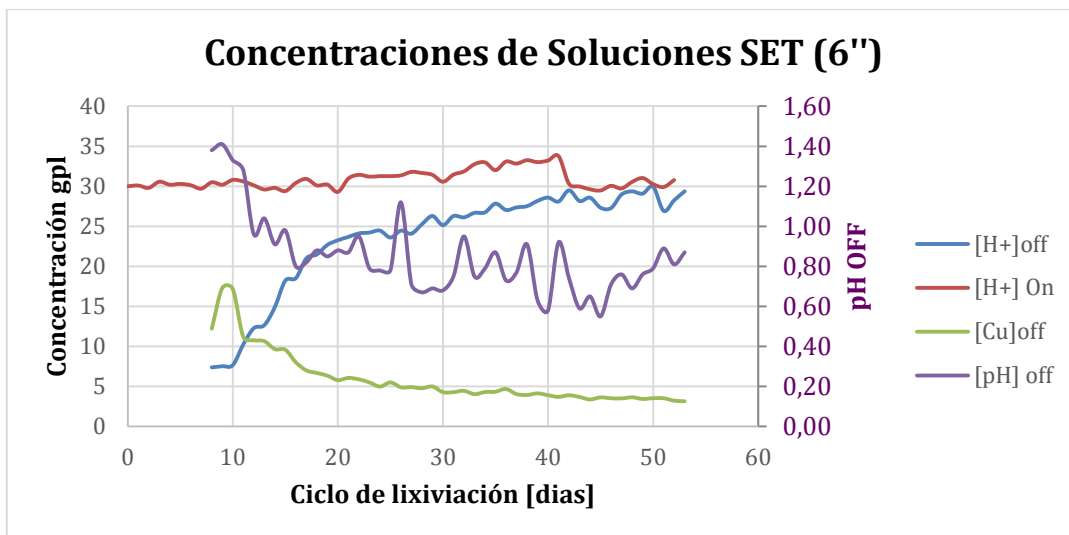


GRÁFICO 18: Concentraciones de soluciones, mineral con granulometría de -6".

Desde el punto vista metalúrgico, la concentración de refino utilizada (30 gpl H^+) en esta prueba fue óptima para los primeros quince días debido a que el pH del PLS no sobrepasó los 1,4, ello puesto a que la concentración de ácido del efluente de salida no bajó de los 7 gpl de H^+ en todo el ciclo de lixiviación. A partir del día 42 del ciclo el consumo de ácido fue de 1 gpl. Lo que podemos concluir es que no es necesario irrigar con concentraciones tan altas de ácido al final del ciclo. Se propone iniciar el riego con este refino acondicionado hasta el día quince

para luego retomar las concentraciones de ácido entregadas por la planta de extracción por solvente (14-20 gpl H⁺).

6.8.3. EFICIENCIA DE EXTRACCIÓN ACUMULADA Y CINÉTICAS DE DISOLUCIÓN DE COBRE

Las pruebas realizadas en la planta Piloto de Radomiro Tomic alcanzaron una razón de lixiviación de 0,46 m³/tms lo que corresponde a 53 días de ciclo de lixiviación (27 días de riego efectivo) con una tasa de riego de 5 lts/hr/m². Con estos datos obtenidos se proyecta a una razón de lixiviación de 0,75 a solicitud de la jefatura de la Superintendencia de Planificación Planta.

La eficiencia metalúrgica y cinética de disolución de cobre se presenta en los gráficos 19 y 20. Estos gráficos presentan comportamientos esperados según lo visto en el marco teórico (con menor tamaño granulométrico aumenta el área específica de contacto que tiene la solución lixivante sobre el mineral lo que permite una mayor cinética de disolución).

A continuación, se presentan las gráficas 19 y 20 y, adjuntas a estas, una tabla que especifica los valores de las recuperaciones y los días necesarios para lograr dichos valores.

	RLIX [m ³ /tms]		
	Real	Proyección a:	
Granulometría	0,46	0,75	1,5
1 ½"	42,45%	60,19%	83,35%
6"	16,33%	20,27%	26,35%

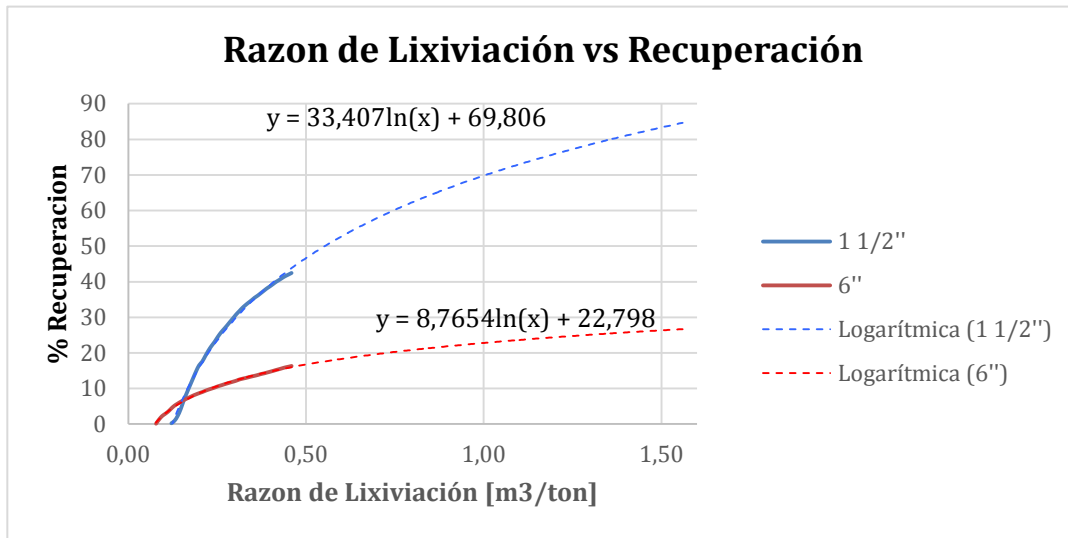


GRÁFICO 19: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación.

	Real	Proyección a:	
Razón lixiviación [m³/tms]	0,46	0,75	1,5
Ciclo de lix [días]	53	87	173

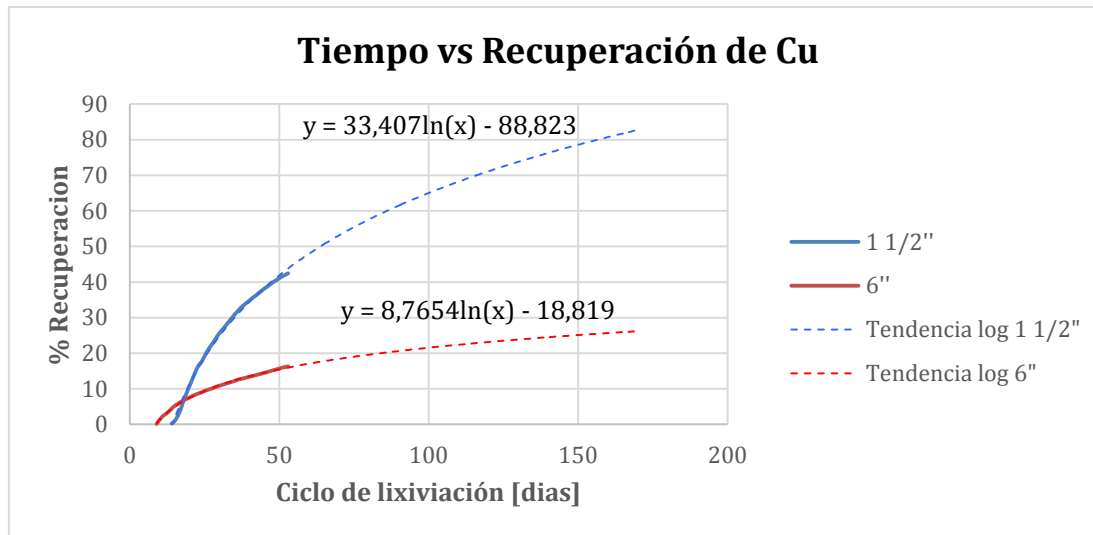


GRÁFICO 20: Recuperación de Cu proyectada v/s días de operación (173 días).

El primer lecho en reventar, es decir, en arrojar soluciones de salida, corresponde a las OBL- 6", esto se asocia a la mayor granulometría presente en dicho lecho y, en consecuencia, menores resistencias hidráulicas y mayores permeabilidades.

Por otra parte, las curvas de recuperación siguen teniendo tendencia positiva, lo cual significa que hay opciones de seguir recuperando cobre contenido en el lecho del mineral. Relacionado a esto mismo, la pendiente de las pruebas -6" son bastante menores en comparación a la de -1 ½". En virtud de lo anterior, y sobre la base de los resultados metalúrgicos, podemos concluir que el mineral de -6" nunca podrá recuperar el 65% propuesto en el proyecto y, más aún, que en las pruebas realizadas en Radomiro Tomic se incorporan rampas de riego (12 horas en riego y 12 horas en reposo) lo cual ayudaría a la sulfatación de los minerales implicando una mayor recuperación al momento de realizar el riego.

Manteniendo las variables del plan experimental de las pruebas, se requieren 100 días, de manera de poder lograr una razón de lixiviación del orden de 0,87 y así obtener una recuperación de 65% como se pensó desde un comienzo el proyecto.

6.8.4. CONSUMO DE ÁCIDO

Al comienzo de ambos ciclos de lixiviación, el consumo fue igual los primeros días debido que el mineral no entregaba el primer efluente, por ende ambos lechos tienen el mismo consumo hasta el reviente del mineral de -6", lo que produce un cambio en la pendiente presentada (gráfico 21).

Relacionado al consumo acumulado de ácido, las diferentes granulometrías alcanzaron un valor de 9,70 y 7,41 kg H⁺/tms (-1 ½" y -6"). Lo que corresponde a la razón de lixiviación de 0,46 m³/tms.

Según las especificaciones del mineral al comienzo de las pruebas, dan un consumo aproximado de 11-14 kg H⁺/tms, lo que podemos concluir que aún tenemos especies consumidoras de ácido en el caso del mineral con granulometría de -1 ½".

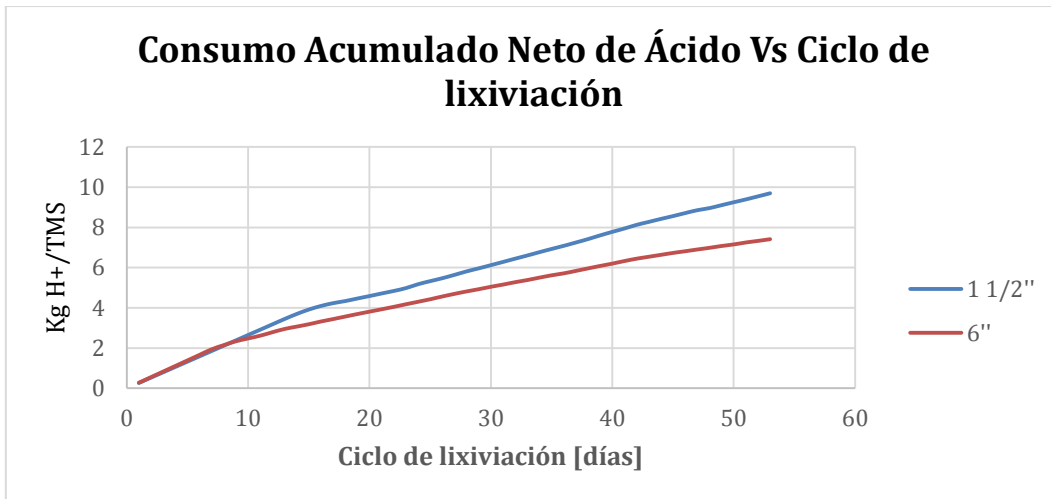
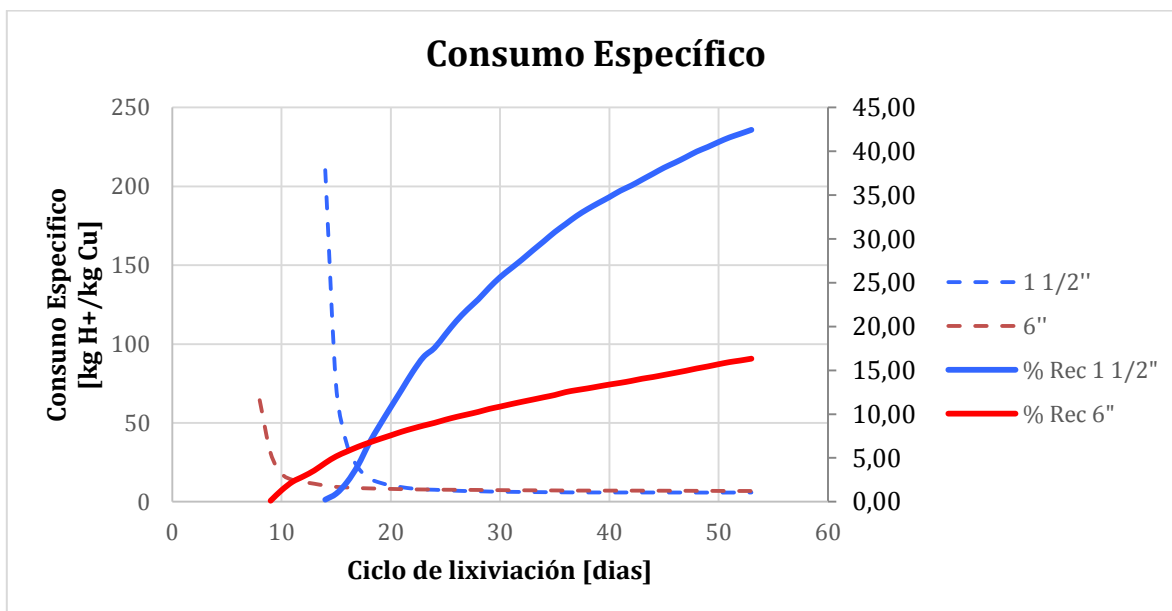


GRÁFICO 21: Consumo acumulado ácido v/s días de operación (Radomiro Tomic).

Nunca perdiendo de vista que esto es un negocio, hay que tener siempre presente el consumo de ácido necesario para disolver cobre. Por consiguiente, el gráfico 22 agrupa los kg de H⁺ necesarios para producir un kg de cobre en solución. Además esta gráfica presenta las recuperaciones según lixiviación aplicado para ambas pruebas.



GRÁFICA 22: Consumo específico para pruebas realizadas en planta piloto RT.

Basándose de lo presentado en la gráfica 22, podemos concluir que es fundamental sobrepasar el día 24 del ciclo de lixiviación, producto que el consumo de disolución pasado dicho día se mantiene en un promedio de 5,84 kg H⁺/Kg Cu, lo que corresponde a la cota menor de dichas curvas.

6.8.5. ALTURAS LIBRES

Una vez cargados los isocontenedores con sus respectivos pesos de 1500 kg, cada uno, se procede a medir la altura libre que hay entre el extremo superior del isocontenedor y del mineral, lo que por diferencia mide la altura real del lecho. Los valores registrados son presentados en la TABLA 19 (mineral -1 ½") y para el mineral de -6" en la TABLA 20. De igual manera, una vez terminado las pruebas se realiza el mismo procedimiento, con el objetivo de determinar cuando se compacta cada isocontenedor y la suma de estos representa el lecho total.

Para la prueba de -1 ½", el lecho total se compacta 33 cm, al momento de llevar una razón de lixiviación de 0,46 m³/tms.

DIFERENCIAS DE ALTURAS LIBRES DE ISOCONTENEDORES				
Tamaño de muestra	ISOCONTENEDOR	Altura Inicial	Altura Final	Diferencia
	nº	[cm]	[cm]	[cm]
-1 ½"	PAD-06	94	82	12
	PAD-07	92	86	6
	PAD-08	91	85	6
	PAD-09	93	87	6
	PAD-10	90	87	3
Total		460	427	33

TABLA 19: Diferencias de altura por columna y total de lecho (mineral -1 ½").

En cuanto a la compactación de las pruebas de -6", manteniendo el mismo valor de razón de lixiviación, esta se compacta 18 cm de lecho total.

DIFERENCIAS DE ALTURAS LIBRES DE ISOCONTENEDOR				
Tamaño de muestra	Isocontenedor	Altura Inicial	Altura Final	Diferencia
	nº	[cm]	[cm]	[cm]
-6"	PAD-01	91	88	3
	PAD-02	93	86	7
	PAD-03	90	88	2
	PAD-04	90	87	3
	PAD-05	94	91	3
Total		458	440	18

TABLA 20: Diferencias de altura por columna y total de lecho (mineral -6").

Podemos concluir que la diferencia de altura obtenidas del lecho total fueron de 33 y de 18 centímetros (-1 ½" Y -6"). Esto era esperable debido a la mayor disolución causada por el área expuesta en el mineral de -1 ½" y por acomodo de partículas de menor tamaño producto del traslado provocado por el descenso del fluido.

6.8.6. PESO CARGA V/S PESO DESCARGADO

En el presente informe, se señala que cada isocontenedor está constituido con un peso de 1500 kg de mineral OBL. Para determinar el peso final del mineral contenido en los isocontenedores, al término de la experiencia (ciclo de lixiviación), se procede a detener el riego del primer isocontenedor y se mantiene la filosofía de traspaso de soluciones al isocontenedor siguiente hasta que ninguno drene (arroje soluciones de salida) .

Los pesos iniciales y finales son presentados en las tablas 21 y 22 con su respectiva diferencia y pérdida de masa acumulada.

DIFERENCIAS DE PESO POR COLUMNAS				
Tamaño de muestra	Isocontenedor n°	Peso Cargado [kg]	Peso Descargado [kg]	Diferencia [kg]
1 ½"	PAD-06	1500	1462	38
	PAD-07	1500	1473	27
	PAD-08	1500	1465	35
	PAD-09	1500	1466	34
	PAD-10	1500	1478	22
Total		7500	7344	156

TABLA 21: Diferencias de peso por isocontenedor y totalizado de lecho (4,6 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -1 ½".

DIFERENCIAS DE PESO POR ISOCONTENEDOR				
Tamaño de muestra	Columna n°	Peso Cargado [kg]	Peso Descargado [kg]	Diferencia [kg]
6"	PAD-01	1500	1485	15
	PAD-02	1500	1487	13
	PAD-03	1500	1484	16
	PAD-04	1500	1490	10
	PAD-05	1500	1491	9
Total		7500	7437	63

TABLA 22: Diferencias de peso por isocontenedor y totalizado de lecho (4,58 mt) de pruebas metalúrgicas con tamaño granulométrico de -6".

A modo de resumen, el mineral de 1 ½" pierde una masa de lecho de 156 kg y para el mineral de 6" es de 63 kg, lo cual era esperable debido a que el mineral con menor granulometría entregaba mayor área de contacto a la solución lixivante, ello implicaba una mayor disolución de los minerales y por ende, una mayor pérdida de masa en la solución.

6.9. CONCLUSIONES PLANTA PILOTO RADOMIRO TOMIC

- En relación a la información obtenida en las pruebas metalúrgicas realizadas en la planta piloto de RT, podemos determinar que la pendiente de recuperación del mineral de $-1 \frac{1}{2}$ ", al momento de ser detenido el riego (Razón de lixiviación de $0,46 \text{ m}^3/\text{tms}$), se mantiene positiva; por ende, podemos confirmar que aún podríamos seguir recuperando el cobre contenido en el lecho del mineral. En cambio, en cuanto al mineral de -6 ", su pendiente no era considerable para lograr el 65% de recuperación en un ciclo de lixiviación menor a 300 días, lo que con seguridad podemos afirmar este tamaño granulométrico no cumple con las recuperaciones objetivo del proyecto.
- Las proyecciones con los resultados entregados de esta experiencia nos indican que para lograr la recuperación objetivo de 65% necesitamos lograr una razón de lixiviación de $0,9 \text{ m}^3/\text{tms}$ con el mineral de $-1 \frac{1}{2}$ ", respetando las rampas de riego de 12 horas de riego y 12 horas detenidas. Y relacionado al tiempo, se requieren 100 días para lograr esta razón de lixiviación (considerando un lecho con 4,6 mt de altura).
- Se recomienda un curado de al menos de 5 kg de H^+ /tms al mineral bajo $1 \frac{1}{2}$ " para suplir la falta de ácido en el efluente de los primeros días.
- Apuntando a obtener una recuperación del orden de 65% para darle factibilidad al proyecto de chancado de OBL, se recomienda subir la altura del lecho a 24,5 mt de altura, aumentar la tasa de riego a $10 \text{ lt}/\text{m}^2/\text{hr}$ y en el orden de los 300 días de ciclo de riego, manteniendo las rampa de riego de 12 x 12 horas (riego/reposo), se lograría un una razón de lixiviación del $0,9 \text{ m}^3/\text{tms}$. Es fundamental realizar el curado propuesto en el punto anterior (en las correas de la salida del chancador secundario) con el objetivo de evitar soluciones sin concentraciones de H^+ , lo que provoca disminución de las recuperaciones globales y dificultades aguas abajo del proceso,

producto a un pH superior a 2,2 (rango de operación de extractante utilizado en las divisiones de CODELCO).

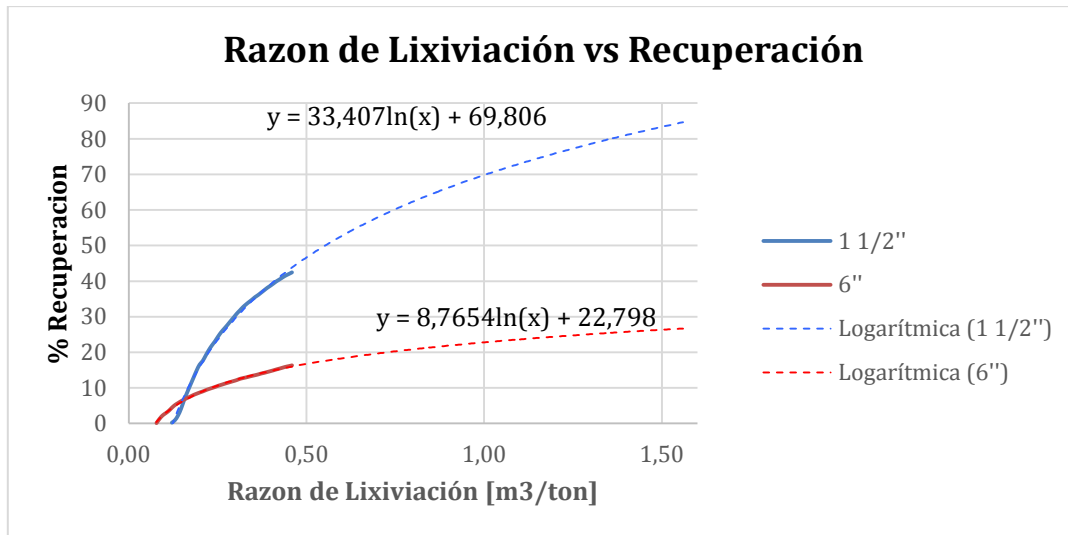


GRÁFICO 23: Proyección de recuperación VS Razón de lixiviación (Pruebas Realizadas en RT).

- La implementación de un proceso de chancado al mineral OBL de la división efectivamente logra una mayor recuperación de las especies contenidas en el mineral. Con respecto a los resultados obtenidos en las pruebas, es fundamental aplicar un curado al mineral para lograr las recuperaciones y soluciones esperadas que no afecten al proceso aguas abajo.

CAPITULO 7: EVALUACIÓN ECONÓMICA

A solicitud de la Superintendencia de Planificación Planta - RT, se le solicita a la empresa Optimiza (Servicios de Asesoría y Consultoría) la evaluación de las posibles alternativas de proceso del proyecto chancado de mineral OBL con el objetivo de lograr una granulometría inferior a $1 \frac{1}{2}$ ". Estas propuestas de tratamiento, análisis de alternativas y evaluación económica están resumidas en el **ANEXO 4**.

En materia de esta tesis, se recopila la información entregada por MAXIMIZA en cuanto a todo lo relacionado a los costos de inversión para la implementación de la alternativa n° 1, la que corresponde al tratamiento con camión más equipos nuevos con harnero secundario y acopios. Esta alternativa sugiere preclasificación del ROM antes de la reducción de tamaño. A continuación, se presenta un pequeño diagrama de lo antes mencionado.

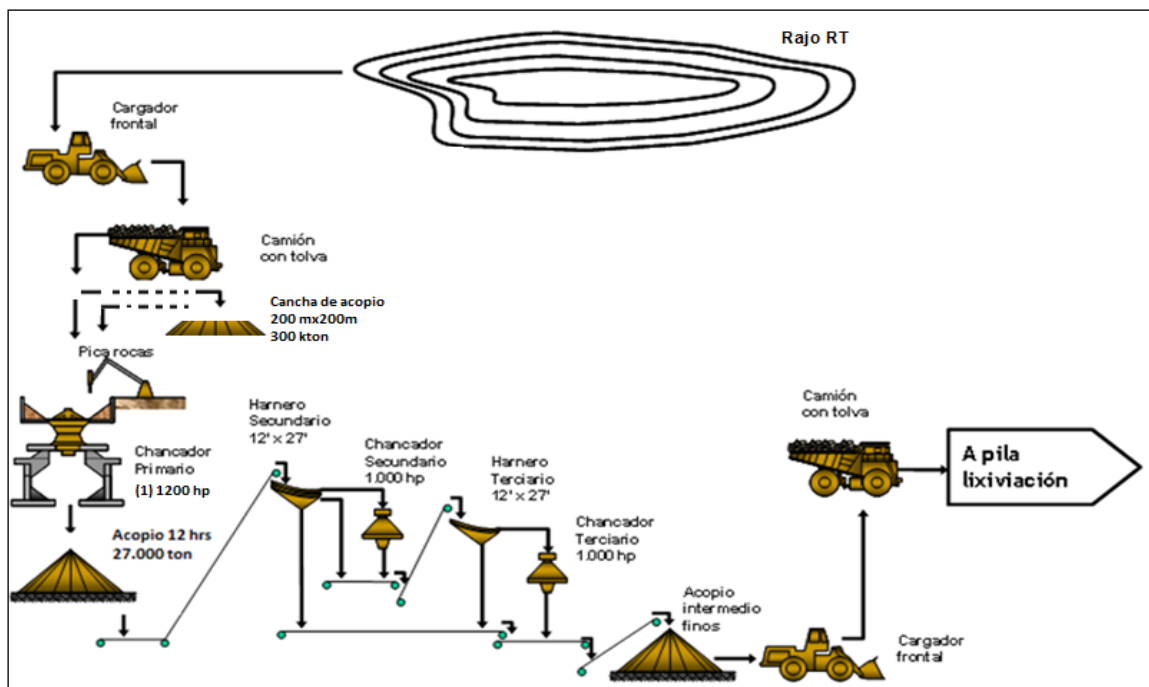


FIGURA 57: Diagrama de tratamiento de la alternativa n°1, propuesta por Optimiza.

El desarrollo de este análisis es independiente al realizado por Optimiza, por ende, los resultados y conclusiones pueden ser distintos. El propósito es obtener una segunda opinión a la presentada por la empresa consultora.

Para comenzar el análisis, a continuación se presentan ingresos, costos, operación, mantención e inversiones iniciales para la implementación del proyecto de Chancado de OBL (alternativa nº1).

7.1. INGRESOS

El Centro de Trabajo Radomiro Tomic requiere buscar aumentar la recuperación de cobre de las pilas OBL. Durante el periodo de tiempo comprendido entre los años 2013 y 2029, y considerando las leyes y la recuperación promedio de 33% que entrega el PND 2011, relacionado a los minerales Óxidos de Baja Ley, se obtendrán **210.867** toneladas de cobre fino con un promedio de 1.029 toneladas de cobre fino mensuales, aproximadamente.

La **TABLA 23** es un cuadro resumen de los tonelajes, leyes y recuperaciones proyectadas (Promedio de recuperación de 33%) a tratar del material OBL de la División (RT).

Año	Información PND 2011			Situación sin proyecto	
	OBL a lixiviar [kt]	Ley Cut [%]	Cobre Contenido [t]	Recup. [%]	Cu Fino [t]
2013	14.602	0,22	32.699	33	10.791
2014	20.218	0,23	45.516	33	15.020
2015	19.843	0,25	48.768	33	16.093
2016	22.090	0,26	57.069	33	18.833
2017	27.706	0,26	72.824	33	24.032
2018	25.085	0,35	88.273	33	29.130
2019	16.848	0,44	74.667	33	24.640
2020	5.616	0,52	29.125	33	9.611
2021	5.616	0,42	23.476	33	7.747
2022	7.862	0,36	28.225	33	9.314
2023	5.990	0,36	21.540	33	7.108

Información PND 2011				Situación sin proyecto	
Año	OBL a lixiviar [kt]	Ley Cut [%]	Cobre Contenido [t]	Recup. [%]	Cu Fino [t]
2024	4.118	0,35	14.258	33	4.705
2025	6.365	0,34	21.796	33	7.193
2026	2.246	0,36	8.137	33	2.685
2027	14.602	0,24	35.713	33	11.785
2028	9.734	0,33	31.953	33	10.545
2029	1.400	0,35	4.953	33	1.635
TOTAL	209.941	--	638.992	--	210.867

TABLA 23: Proyecciones de apilamiento OBL, leyes respectivas y recuperación de estado actual OBL.

Manteniendo los antecedentes antes mencionados, la **TABLA 24** entrega las toneladas de cobre fino a distintas de recuperaciones objetivos del proyecto Chancado de OBL.

AÑO	Total Cu OBL Apilado [ton]	Porcentaje Recuperación Cobre Fino (%)							
		33	50	55	60	63	65	67	70
2013	32.699	10.791	16.350	17.984	19.619	20.600	21.254	21.908	22.889
2014	45.516	15.020	22.758	25.034	27.310	28.675	29.585	30.496	31.861
2015	48.768	16.093	24.384	26.822	29.261	30.724	31.699	32.675	34.138
2016	57.069	18.833	28.535	31.388	34.241	35.953	37.095	38.236	39.948
2017	72.824	24.032	36.412	40.053	43.694	45.879	47.336	48.792	50.977
2018	88.273	29.130	44.137	48.550	52.964	55.612	57.377	59.143	61.791
2019	74.667	24.640	37.334	41.067	44.800	47.040	48.534	50.027	52.267
2020	29.125	9.611	14.563	16.019	17.475	18.349	18.931	19.514	20.388
2021	23.476	7.747	11.738	12.912	14.086	14.790	15.259	15.729	16.433
2022	28.225	9.314	14.113	15.524	16.935	17.782	18.346	18.911	19.758
2023	21.540	7.108	10.770	11.847	12.924	13.570	14.001	14.432	15.078
2024	14.258	4.705	7.129	7.842	8.555	8.983	9.268	9.553	9.981
2025	21.796	7.193	10.898	11.988	13.078	13.731	14.167	14.603	15.257
2026	8.137	2.685	4.069	4.475	4.882	5.126	5.289	5.452	5.696
2027	35.713	11.785	17.857	19.642	21.428	22.499	23.213	23.928	24.999
2028	31.953	10.544	15.977	17.574	19.172	20.130	20.769	21.409	22.367
2029	4.953	1.634	2.477	2.724	2.972	3.120	3.219	3.319	3.467
TOTAL	638.992	210.867	319.496	351.446	383.395	402.565	415.345	428.125	447.294

TABLA 24: Producción de cobre fino a distintas recuperaciones (2013-2029).

La TABLA 25, entrega el cobre total por año que aportaría el proyecto de Chancado de OBL a diferentes recuperaciones. (*Base de referencia de un 33% del estado actual de la pila OBL, Año 2011*).

Año	Porcentaje Recuperación Cobre Fino (%)						
	50	55	60	63	65	67	70
2013	5.559	7.194	8.829	9.810	10.464	11.118	12.099
2014	7.738	10.014	12.289	13.655	14.565	15.475	16.841
2015	8.291	10.729	13.167	14.630	15.606	16.581	18.044
2016	9.702	12.555	15.409	17.121	18.262	19.403	21.116
2017	12.380	16.021	19.662	21.847	23.304	24.760	26.945
2018	15.006	19.420	23.834	26.482	28.247	30.013	32.661
2019	12.693	16.427	20.160	22.400	23.893	25.387	27.627
2020	4.951	6.408	7.864	8.738	9.320	9.903	10.776
2021	3.991	5.165	6.339	7.043	7.512	7.982	8.686
2022	4.798	6.210	7.621	8.468	9.032	9.597	10.443
2023	3.662	4.739	5.816	6.462	6.893	7.324	7.970
2024	2.424	3.137	3.850	4.277	4.563	4.848	5.275
2025	3.705	4.795	5.885	6.539	6.975	7.411	8.065
2026	1.383	1.790	2.197	2.441	2.604	2.767	3.011
2027	6.071	7.857	9.643	10.714	11.428	12.142	13.214
2028	5.432	7.030	8.627	9.586	10.225	10.864	11.823
2029	842	1.090	1.337	1.486	1.585	1.684	1.833
Total	108.629	140.578	172.528	191.698	204.477	217.257	236.427

TABLA 25: Aporte de cobre fino a distintas recuperaciones implementando chancado de OBL.

Para determinar el ingreso monetario entregado por las recuperaciones obtenidas entre el 33% (recuperación promedio actual) y la posible recuperación adicional, se utiliza los precios del cobre proyectado por la Corporación del Cobre, de las Orientaciones Comerciales de CODELCO (*Referencia año 2011*). La TABLA 26 entrega las proyecciones del metal, según los estudios realizados por los ejecutivos de la corporación.

Año	Precio del cobre (US\$/ton Cu)
2013	6.085
2014	5.975
2015	5.423
2016	4.982
Largo Plazo	4.608

TABLA 26: Proyección precio del cobre obtenido de las Orientaciones Comerciales 2011, Codelco Chile.

Con las proyecciones del precio y los tonelajes de cobre fino a distintas posibles recuperaciones entregadas por el proyecto de chancado de OBL, podremos estimar los ingresos por año (dólares). **Ver TABLA 27.**

Año	% de Recuperación						
	50	55	60	63	65	67	70
2013	33.703.186	43.615.888	53.528.590	59.476.211	63.441.292	67.406.373	73.353.994
2014	46.054.909	59.600.471	73.146.033	81.273.370	86.691.594	92.109.819	100.237.156
2015	44.777.315	57.947.113	71.116.911	79.018.790	84.286.710	89.554.629	97.456.508
2016	48.120.581	62.273.693	76.426.805	84.918.672	90.579.917	96.241.162	104.733.029
2017	56.775.047	73.473.590	90.172.133	100.191.259	106.870.676	113.550.094	123.569.220
2018	68.819.396	89.060.395	109.301.394	121.445.993	129.542.393	137.638.793	149.783.392
2019	58.211.887	75.333.030	92.454.173	102.726.859	109.575.316	116.423.773	126.696.459
2020	22.706.433	29.384.795	36.063.158	40.070.175	42.741.520	45.412.865	49.419.883
2021	18.302.359	23.685.406	29.068.453	32.298.281	34.451.500	36.604.718	39.834.546
2022	22.004.775	28.476.767	34.948.760	38.831.955	41.420.752	44.009.549	47.892.745
2023	16.793.015	21.732.137	26.671.259	29.634.732	31.610.381	33.586.030	36.549.503
2024	11.115.822	14.385.181	17.654.541	19.616.156	20.923.900	22.231.644	24.193.260
2025	16.992.598	21.990.420	26.988.243	29.986.937	31.986.066	33.985.195	36.983.889
2026	6.343.768	8.209.582	10.075.396	11.194.885	11.941.210	12.687.536	13.807.024
2027	27.842.569	36.031.560	44.220.551	49.133.945	52.409.542	55.685.138	60.598.533
2028	24.911.198	32.238.021	39.564.844	43.960.937	46.891.667	49.822.396	54.218.489
2029	3.861.458	4.997.181	6.132.904	6.814.337	7.268.627	7.722.916	8.404.349
Total	527.336.314	682.435.230	837.534.146	930.593.495	992.633.061	1.054.672.628	1.147.731.977

TABLA 27: Ingresos en dólares a distintas recuperaciones.

7.2. COSTOS OPERACIONALES Y DE MANTENCIÓN

Para la estimación de los costos operacionales del proyecto de chancado de OBL se considera la recuperación objetivo del proyecto (65%), lo que aportaría un excedente de Cu^{+2} por año de:

Año	33% al %65 ton [Cu^{+2} /año]
2013	10.464
2014	14.565
2015	15.606
2016	18.262
2017	23.304
2018	28.247
2019	23.893
2020	9.320
2021	7.512
2022	9.032
2023	6.893
2024	4.563
2025	6.975
2026	2.604
2027	11.428
2028	10.225
2029	1.585
Total	204.477

TABLA 28: Cobre aportado por año (Proyecto Chancado de OBL), considerando un 65% de recuperación.

A continuación se presentan los costos necesarios los distintos procesos del área húmeda para poder procesar el cobre que entregado por el proyecto de chancado de OBL, considerandando en todas las estimaciones una recuperación de cobre de un 65%.

LIXIVIACIÓN

Para la estimación de los costos en el área de lixiviación se considera un consumo de ácido específico de 5,84 kg H⁺/Kg Cu⁺² (Entregado por las pruebas metalúrgicas) y un Precio proyectado del ácido de 130 US\$/ton H⁺ para el 2013 y para los años 2014 al 2029 un valor de 107,5 US\$/ton (Ref. Antecedentes Económicos y comerciales para planificación 2011, CODELCO).

Con las consideraciones antes mencionadas se obtiene un costo operacional en el área de lixiviación de US\$128.370.661 en todo el periodo de la implementación del proyecto de Chancado de OBL (Tabla 29).

Año	Proyecto OBL [Ton Cu/año]	Requerimiento de Ácido Ton H⁺/año	COSTO TOTAL LIX US\$/año
2013	10.464	61.110	7.944.269
2014	14.565	85.060	9.143.907
2015	15.606	91.139	9.797.447
2016	18.262	106.650	11.464.884
2017	23.304	136.095	14.630.251
2018	28.247	164.962	17.733.467
2019	23.893	139.535	15.000.025
2020	9.320	54.429	5.851.096
2021	7.512	43.870	4.716.034
2022	9.032	52.747	5.670.290
2023	6.893	40.255	4.327.425
2024	4.563	26.648	2.864.651
2025	6.975	40.734	4.378.905
2026	2.604	15.207	1.634.791
2027	11.428	66.740	7.174.498
2028	10.225	59.714	6.419.255
2029	1.585	9.256	995.063
TOTAL	204.477	1.194.146	128.370.661

TABLA 29: Costo referido al consumo de ácido en el área de lixiviación (implementación Proyecto Chancado de OBL).

EXTRACCIÓN POR SOLVENTE

En el área de extracción por solvente se consideran los siguientes gastos adicionales para el tratamiento del cobre en solución (Cu^{+2}) adicional aportado por el proyecto de chancado de OBL.

	US\$ por kg/ton Cuf
Kiesergur	0,28
Extractante	9,15
Diluyente	1,32

Considerando los gastos presentados anteriormente de los insumos adicionales para llevar a cabo el proyecto, se obtiene un costo total de US\$ 2.198.128 en la etapa de extracción por solvente durante el periodo de la aplicación del proyecto (2013-2029).

Año	Proyecto OBL [ton Cu/año]	Kiesergur US\$/año	Extractante US\$/año	Diluyente US\$/año	COSTO SX US\$/año
2013	10.464	2.930	95.746	13.812	112.488
2014	14.565	4.078	133.270	19.226	156.574
2015	15.606	4.370	142.795	20.600	167.765
2016	18.262	5.113	167.097	24.106	196.317
2017	23.304	6.525	213.232	30.761	250.518
2018	28.247	7.909	258.460	37.286	303.655
2019	23.893	6.690	218.621	31.539	256.850
2020	9.320	2.610	85.278	12.302	100.190
2021	7.512	2.103	68.735	9.916	80.754
2022	9.032	2.529	82.643	11.922	97.094
2023	6.893	1.930	63.071	9.099	74.100
2024	4.563	1.278	41.751	6.023	49.052
2025	6.975	1.953	63.821	9.207	74.981
2026	2.604	729	23.827	3.437	27.993
2027	11.428	3.200	104.566	15.085	122.851
2028	10.225	2.863	93.559	13.497	109.919
2029	1.585	444	14.503	2.092	17.039
Total	204.477	57.254	1.870.965	269.910	2.198.128

TABLA 30: Costo referido a la etapa de Extracción por Solvente (implementación Proyecto Chancado de OBL).

ELECTROOBTENCIÓN

Para estimar los costos necesarios del tratamiento de cobre en solución (Cu⁺⁺) en el proceso de electroobtención se considera los siguientes costos (ref. Gerencia de planificación Planta, Radomiro Tomic):.

ANTECEDENTES

- Deposito: 1,9 MWh/ton Cuf
- Costos Energía: 78,8 US\$/MWh
- Costo GUAR: 2,64 US\$/ton Cuf

La tabla 31, presenta un los costos por año necesarios en proceso de electroobtención.

Año	Proyecto OBL	Energía Necesaria	Costo EW	Costo Guar	COSTO TOTAL
	[ton Cuf/año]	MW	US\$	US\$	
2013	10.464	19.882	1.566.670	27.625	1.594.295
2014	14.565	27.674	2.180.672	38.452	2.219.123
2015	15.606	29.651	2.336.530	41.200	2.377.730
2016	18.262	34.698	2.734.187	48.212	2.782.398
2017	23.304	44.278	3.489.075	61.523	3.550.597
2018	28.247	53.669	4.229.141	74.572	4.303.713
2019	23.893	45.397	3.577.260	63.078	3.640.337
2020	9.320	17.708	1.395.390	24.605	1.419.995
2021	7.512	14.273	1.124.697	19.832	1.144.528
2022	9.032	17.161	1.352.271	23.844	1.376.116
2023	6.893	13.097	1.032.020	18.198	1.050.217
2024	4.563	8.670	683.172	12.046	695.219
2025	6.975	13.253	1.044.297	18.414	1.062.711
2026	2.604	4.948	389.871	6.875	396.745
2027	11.428	21.713	1.711.000	30.170	1.741.170
2028	10.225	19.428	1.530.887	26.994	1.557.881
2029	1.585	3.012	237.306	4.184	241.491
Total	204.477	388.506	30.614.296	539.819	31.154.268

TABLA 31: Costo referido al proceso de electroobtención (implementación Proyecto Chancado de OBL).

COSTOS DE LOS INSUMOS OPERACIONALES (LIX/SX/EW)

La Tabla 32 resume los costos necesarios en las distintas áreas del para llevar a cabo la implementación del proyecto de chancado de OBL.

Año	Lixiviación	SX	EW	COSTO TOTAL
2013	7.944.269	112.488	1.594.295	9.651.052
2014	9.143.907	156.574	2.219.123	11.519.604
2015	9.797.447	167.765	2.377.730	12.342.941
2016	11.464.884	196.317	2.782.398	14.443.598
2017	14.630.251	250.518	3.550.597	18.431.367
2018	17.733.467	303.655	4.303.713	22.340.835
2019	15.000.025	256.850	3.640.337	18.897.213
2020	5.851.096	100.190	1.419.995	7.371.281
2021	4.716.034	80.754	1.144.528	5.941.316
2022	5.670.290	97.094	1.376.116	7.143.499
2023	4.327.425	74.100	1.050.217	5.451.743
2024	2.864.651	49.052	695.219	3.608.922
2025	4.378.905	74.981	1.062.711	5.516.597
2026	1.634.791	27.993	396.745	2.059.530
2027	7.174.498	122.851	1.741.170	9.038.519
2028	6.419.255	109.919	1.557.881	8.087.055
2029	995.063	17.039	241.491	1.253.592
Total	128.370.661	2.198.128	31.154.268	161.723.056

TABLA 32: Costo Total necesario para tratamiento de cobre en solución de los distintos procesos pertenecientes al área húmeda (implementación de proyecto Chancado de OBL).

En esta evaluación económica se considera los costos de Mantenimiento entregados por Optimiza a la superintendencia de planificación Planta - RT. (La referencia de estos valores están en el **Anexo 9.4**)

AÑO	OPERACIÓN	MANTENCIÓN
2013	9.651.052	3.614.151
2014	11.519.604	3.721.831
2015	12.342.941	3.832.723
2016	14.443.598	3.946.922
2017	18.431.367	4.064.528
2018	22.340.835	4.185.642
2019	18.897.213	4.310.369
2020	7.371.281	2.603.329
2021	5.941.316	2.706.497
2022	7.143.499	2.786.881
2023	5.451.743	2.869.657
2024	3.608.922	2.954.895
2025	5.516.597	3.042.669
2026	2.059.530	3.133.054
2027	9.038.519	3.226.129
2028	8.087.055	3.321.972
2029	1.253.592	3.420.668
TOTAL	161.723.056	57.741.917

TABLA 33: Costos de Operación y Mantenimiento de la alternativa n°1 de tratamiento OBL, entregados por Optimiza.

7.3. COSTO DE INVERSIÓN PARA IMPLEMENTACIÓN PROYECTO

Las estimaciones de costos de implementación fueron entregadas por la empresa Optimiza. Esta se encargo de cotizar y considerar estimaciones de proyectos anteriores. La Tabla 34 presenta los precios estimativos necesarios para llevar a cabo la implementación de la planta de chancado para el tratamiento OBL.

CORPORACION NACIONAL DEL COBRE DE CHILE
INGENIERIA DE PERFIL PROYECTO CHANCADO
MINERALES OXIDOS BAJA LEY
ESTIMACION COSTOS DIRECTOS DE INVERSION ALTERNATIVA N° 1: EQUIPOS NUEVOS CON HARNERO SECUNDARIO, TRANSPORTE POR CAMION

ITEM	TAG	DESCRIPCION	UNID.	CANT.	F.C.	CANT. TOTAL	ADQUISICIONES				CONSTRUCCION Y MONTAJE				EQUIPOS Y MAT.		GRAN TOTAL US\$
							IMPORTACION		NACIONAL		REND.		MANO DE OBRA		P. UNIT. US\$	SUB TOTAL US\$	
							P.UNIT. US\$	SUB TOTAL US\$	P.UNIT. US\$	SUB TOTAL US\$	HH/UNID.	TOTAL HH	P.UNIT. US\$/HH	SUB TOTAL US\$			
1.0.- TRANSPORTE CAMIONES ROM																	
1.1	ST	Adquisición Camiones transporte desde rajo a Acopto ROM (Capacidad camion: 25t m)	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	4.983.488,0	4.983.488,0	0,0	0,0	0,0	0,0	647.853,4	647.853,4	5.631.341,0
SUB TOTAL COSTOS TRANSPORTE CAMIONES ROM																	5.631.341
2.0.- EQUIPOS PLANTA																	
2.1	ST	Adquisición Chancador 1° @ 1200 HP + Pica Roca	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	4.844.000,0	4.844.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	484.400,0	484.400,0	5.328.400,0
2.2	ST	Adquisición Harnero 2° 12 x 27" DD @ 121 HP	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	1.000.000,0	1.000.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	100.000,0	100.000,0	1.100.000,0
2.3	ST	Adquisición Chancador 2° @ 1000 HP C140-C1Z-C1-001	un	1,0	1,00	1,0	3.947.520,0	3.947.520,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	394.752,0	394.752,0	4.342.272,0
2.4	ST	Adquisición Harnero 3° 12 x 27" SD @ 74 HP	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	750.000,0	750.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	75.000,0	75.000,0	825.000,0
2.5	ST	Adquisición Chancador 3° @ 1000 HP C140-C1Z-C1-001	un	1,0	1,00	1,0	3.947.520,0	3.947.520,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	394.752,0	394.752,0	4.342.272,0
2.6	ST	Puente Grúa (Sistema Completo)	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	1.000.000,0	2.000.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	500.000,0	1.000.000,0	3.000.000,0
2.7	ST	Sistema de Captación y Mitigación de Polvos	g	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	4.000.000,0	4.000.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	2.000.000,0	2.000.000,0	6.000.000,0
SUB TOTAL COSTOS EQUIPOS PLANTA																	24.937.944
3.0.- CORREAS PLANTA																	
3.1	ST	Alimentador acopio ROM (Flujo: 2650 tph, Longitud: 8 m, Ancho cinta: 60 pulg, Potencia: 80 hp)	m	8,0	1,00	8,0	0,0	0,0	5.250,0	42.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	525,0	4.200,0	46.200,0
3.2	ST	Correa tramo: Acopio ROM - CH 1° + Pica Roca (Flujo: 2650 tph, Longitud: 50 m, Ancho cinta: 60 pulg, Potencia: 130 hp)	m	50,0	1,00	50,0	0,0	0,0	4.680,0	234.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	468,0	23.400,0	257.400,0
3.3	ST	Correa tramo: CH 1° + Pica Roca - H 2° (Flujo: 2650 tph, Longitud: 20 m, Ancho cinta: 48 pulg, Potencia: 60 hp)	m	20,0	1,00	20,0	0,0	0,0	2.600,0	52.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	260,0	5.200,0	57.200,0
3.4	ST	Correa tramo: Descarga sobretamaño H 2° - CH 2° (Flujo: 955 tph, Longitud: 30 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 30 hp)	m	30,0	1,00	30,0	0,0	0,0	1.460,0	43.800,0	0,0	0,0	0,0	0,0	146,0	4.380,0	48.180,0
3.5	ST	Correa tramo: Descarga mediotamaño H 2° - Línea descarga CH 2° (Flujo: 998 tph, Longitud: 40 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 45 hp)	m	40,0	1,00	40,0	0,0	0,0	1.860,0	74.400,0	0,0	0,0	0,0	0,0	186,0	7.440,0	81.840,0
3.6	ST	Correa tramo: Línea descarga CH 2° - H 2° (Flujo: 1953 tph, Longitud: 60 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 100 hp)	m	80,0	1,00	80,0	0,0	0,0	3.000,0	240.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	300,0	24.000,0	264.000,0
3.7	ST	Correa tramo: Descarga bajotamaño H 2° - Línea descarga bajotamaño H 2° (Flujo: 696 tph, Longitud: 100 m, Ancho cinta: 24 pulg, Potencia: 45 hp)	m	100,0	1,00	100,0	0,0	0,0	930,0	93.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	93,0	9.300,0	102.300,0
3.8	ST	Correa tramo: CH 2° - Línea descarga mediotamaño H 2° (Flujo: 955 tph, Longitud: 10 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 42 hp)	m	10,0	1,00	10,0	0,0	0,0	1.790,0	17.900,0	0,0	0,0	0,0	0,0	179,0	1.790,0	19.690,0
3.9	ST	Correa tramo: Descarga bajotamaño H 3° - Línea descarga bajotamaño H 2° (Flujo: 756 tph, Longitud: 10 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 40 hp)	m	10,0	1,00	10,0	0,0	0,0	1.740,0	17.400,0	0,0	0,0	0,0	0,0	174,0	1.740,0	19.140,0
3.10	ST	Correa tramo: Descarga sobretamaño H 3° - CH 3° (Flujo: 1197 tph, Longitud: 30 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 65 hp)	m	30,0	1,00	30,0	0,0	0,0	2.320,0	69.600,0	0,0	0,0	0,0	0,0	232,0	6.960,0	76.560,0
3.11	ST	Correa tramo: Línea descarga H 3° - Línea descarga CH 3° (Flujo: 1452 tph, Longitud: 70 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 80 hp)	m	70,0	1,00	70,0	0,0	0,0	2.630,0	184.100,0	0,0	0,0	0,0	0,0	263,0	18.410,0	202.510,0
3.12	ST	Correa tramo: CH 3° - Línea descarga bajotamaño H 2° (Flujo: 1197 tph, Longitud: 10 m, Ancho cinta: 36 pulg, Potencia: 48 hp)	m	10,0	1,00	10,0	0,0	0,0	1.940,0	19.400,0	0,0	0,0	0,0	0,0	194,0	1.940,0	21.340,0
3.13	ST	Correa tramo: Línea descarga H 3° - Acopio intermedio (Flujo: 2650 tph, Longitud: 80 m, Ancho cinta: 48 pulg, Potencia: 115 hp)	m	80,0	1,00	80,0	0,0	0,0	3.810,0	304.800,0	0,0	0,0	0,0	0,0	381,0	30.480,0	335.280,0
SUB TOTAL COSTOS CORREAS PLANTA																	1.531.640
4.0.- TRANSPORTE ACOPIO-PILA INTERMEDIO																	
4.1	ST	Adquisición Camiones transporte desde Acopio Intermedio a Pila (Capacidad camion: 25t m)	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	4.983.488,0	9.966.976,0	0,0	0,0	0,0	0,0	647.853,4	1.295.707,0	11.262.683,0
4.2	ST	Adquisición Camiones desde Acopio Intermedio a Pila (Capacidad camion: 45 tm)	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	4.600.000,0	9.200.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	598.000,0	1.196.000,0	10.396.000,0
SUB TOTAL COSTOS TRANSPORTE																	21.658.683
5.0.- CIVIL/ESTRUCTURAL																	
5.1	ST	Roca y Limpieza Plataformas	m³	3.000,0	1,00	3.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	5,0	15.000,0	15.000,0
5.2	ST	Excavación caminos de acceso	m³	18.900,0	1,00	18.900,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10,0	189.000,0	189.000,0
5.3	ST	Mejoramiento Caminos de Acceso	m³	14.700,0	1,00	14.700,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	5,0	73.500,0	73.500,0
5.4	ST	Barrido	m³	22.500,0	1,00	22.500,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10,0	225.000,0	225.000,0
5.5	ST	Excavación Fundaciones	m³	25.000,0	1,00	25.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10,0	250.000,0	250.000,0
5.6	ST	Homogéneo Armado	m³	700,0	1,00	700,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	7,0	70.000,0	70.000,0
5.7	ST	Homogéneo Armado	m³	2.430,0	1,00	2.430,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	42,0	1.024.380,0	1.024.380,0
5.8	ST	Estructuras Metálicas	kg	6.930.820,0	1,00	6.930.820,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4,0	27.723.280,0	27.723.280,0
SUB TOTAL COSTOS CIVIL/ESTRUCTURAL																	29.303.190
6.0.- ACOPIO ROM																	
6.1	ST	Excavaciones Fundaciones	m³	144,0	1,00	144,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10,0	1.440,0	1.440,0
6.2	ST	Homogéneo Armado	m³	160,0	1,00	160,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	420,0	67.200,0	67.200,0
6.3	ST	Recubrimiento para Confinamiento	m²	4.600,0	1,00	4.600,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	50,0	230.000,0	230.000,0
6.4	ST	Estructuras Metálicas	kg	50.467,9	1,00	50.468,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4,0	201.872,0	201.872,0
SUB TOTAL COSTOS ACOPIO ROM																	500.512
7.0.- ACOPIO INTERMEDIO																	
7.1	ST	Excavaciones Fundaciones	m³	144,0	1,00	144,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10,0	1.440,0	1.440,0
7.2	ST	Homogéneo Armado	m³	165,0	1,00	165,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	420,0	67.200,0	67.200,0
7.3	ST	Recubrimiento para Confinamiento	m²	4.600,0	1,00	4.600,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	50,0	230.000,0	230.000,0
7.4	ST	Estructuras Metálicas	kg	50.467,9	1,00	50.468,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	0,0	4,0	201.872,0	201.872,0
SUB TOTAL COSTOS ACOPIO INTERMEDIO																	500.512
8.0.- EQUIPOS ELECTRICOS/INSTRUMENTACION																	
8.1	ST	Sala eléctrica tipo container, 12 x 4 m	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	192.000,0	384.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	19.200,0	38.400,0	422.400,0
8.2	ST	CCM media tensión, 5 KV, 6 cables, 1200 A	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	114.000,0	114.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	11.400,0	11.400,0	125.400,0
8.3	ST	CCM baja tensión, 0,6 KV, 2 columnas, 800 A	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	57.600,0	57.600,0	0,0	0,0	0,0	0,0	5.760,0	5.760,0	63.360,0
8.4	ST	CCM baja tensión, 0,6 KV, 2 columnas, 800 A	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	38.000,0	38.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	3.800,0	3.800,0	41.800,0
8.5	ST	Subestación 234,16 KV, 1 MVA	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	100.000,0	100.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	10.000,0	10.000,0	110.000,0
8.6	ST	Subestación 234,16 KV, 3,5 MVA	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	200.000,0	200.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	20.000,0	20.000,0	220.000,0
8.7	ST	Transformador 234,16 KV, 3,5 MVA	un	1,0	1,00	1,0	0,0	0,0	522,0	522,0	0,0	0,0	0,0	0,0	62,7	584,7	607,4
8.8	ST	Switch control	un	12,0	1,00	12,0	0,0	0,0	652,0	7.824,0	0,0	0,0	0,0	0,0	65,2	752,4	8.576,4
8.9	ST	Switch control	un	12,0	1,00	12,0	0,0	0,0	700,0	8.400,0	0,0	0,0	0,0	0,0	70,0	840,0	9.240,0
8.10	ST	Balaca-Sirena	un	12,0	1,00	12,0	0,0	0,0	328,0	3.936,0	0,0	0,0	0,0	0,0	32,7	392,4	4.328,4
8.11	ST	Botonera Parar/Parar/Parada Emergencia	un	12,0	1,00	12,0	0,0	0,0	313,0	3.756,0	0,0	0,0	0,0	0,0	31,3	375,6	4.131,6
8.12	ST	Transmisor de velocidad	un	12,0	1,00	12,0	0,0	0,0	5.000,0	60.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	500,0	6.000,0	66.000,0
8.13	ST	Detector de metales	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	5.000,0	10.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	500,0	1.000,0	11.000,0
8.14	ST	Electromán	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	69.500,0	139.000,0	0,0	0,0	0,0	0,0	6.950,0	13.900,0	152.900,0
8.15	ST	Botón de parada	un	2,0	1,00	2,0	0,0	0,0	5.000,0	10.000,0	0,0						

7.5. FLUJO DE CAJA NETO

Para desarrollar el flujo de caja, es necesario primero definir algunos conceptos financieros.

- **Valor actual neto (VAN)**

Conceptualmente, el VAN indica en cuanto más rico o más pobre se hace un inversionista por efectuar un proyecto, comparado con dejar de realizar el mejor proyecto alternativo que tiene.

Este criterio plantea que un proyecto debe aceptarse si su valor actual neto es igual o superior a cero.

Matemáticamente hablando el VAN se expresa del siguiente modo:

$$VAN = \sum_{t=1}^n \frac{(I_t - E_t)}{(1 + i)^t} - I_0$$

- **Tasa Interna de Retorno (TIR)**

Corresponde a la tasa de interés que torna cero el valor actual neto de un proyecto.

El criterio de decisión indica que si la TIR del proyecto es mayor que el costo del capital, el proyecto es conveniente. De caso contrario, no es propicio ejecutarlo.

Matemáticamente hablando la TIR se expresa del siguiente modo:

$$\sum_{t=1}^n \frac{(I_t - E_t)}{(1 + r)^t} - I_0 = 0$$

Donde:

r : Tasa de interés mínima a la que se puede operar sin pérdidas.

FLUJO DE CAJA NETO

	2012	2013	2014	2015	2016	2017	2018	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027	2028	2029
INGRESO		63.441.292	86.691.594	84.286.710	90.579.917	106.870.676	129.542.393	109.575.316	42.741.520	34.451.500	41.420.752	31.610.381	20.923.900	31.986.066	11.941.210	52.409.542	46.891.667	7.268.627
Operación		9.651.052	11.519.604	12.342.941	14.443.598	18.431.367	22.340.835	18.897.213	7.371.281	5.941.316	7.143.499	5.451.743	3.608.922	5.516.597	2.059.530	9.038.519	8.087.055	1.253.592
Mantenimiento		3.614.151	3.721.831	3.832.723	3.946.922	4.064.528	4.185.642	4.310.369	2.603.329	2.706.497	2.786.881	2.869.657	2.954.895	3.042.669	3.133.054	3.226.129	3.321.972	3.420.668
Utilidad Operacional		50.176.089	71.450.159	68.111.046	72.189.397	84.374.781	103.015.916	86.367.734	32.766.910	25.803.687	31.490.372	23.288.981	14.360.083	23.426.800	6.748.626	40.144.894	35.482.640	2.594.367
Depreciación		5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514	5.053.514
Pérdida del Ejercicio anterior																		
INGRESOS GRAVABLES		45.122.575	66.396.645	63.057.532	67.135.883	79.321.267	97.962.402	81.314.220	27.713.396	20.750.173	26.436.858	18.235.467	9.306.569	18.373.286	1.695.112	35.091.380	30.429.126	-2.459.147
Impuesto (20%)		9.024.515	13.279.329	12.611.506	13.427.177	15.864.253	19.592.480	16.262.844	5.542.679	4.150.035	5.287.372	3.647.093	1.861.314	3.674.657	339.022	7.018.276	6.085.825	-
Utilidad Neta		36.098.060	53.117.316	50.446.026	53.708.706	63.457.014	78.369.922	65.051.376	22.170.717	16.600.138	21.149.486	14.588.374	7.445.255	14.698.629	1.356.090	28.073.104	24.343.301	-2.459.147
COSTOS																		
Directos																		
Costos Adquisición y Montaje (Inversión)	86.172.239																	
Indirectos																		
Gastos Generales Contratista	15.380.346																	
Utilidad Contratista	5.383.121																	
Gasto Fletes y seguros	2.897.491																	
Repuesto y puesta en marcha	954.427																	
Estudio de Ingeniería de detalles	4.121.755																	
Servicios de Gestión Codelco																		
Costos de Administración Codelco, ITO, P&C, gestión de Adquisiciones (15%)	12.925.836																	
Contingencia de Proyecto																		
Contingencia Base (30%)	38.350.565																	
Contingencia Proy. En operación	0																	
FCN	-166.185.780	36.098.060	53.117.316	50.446.026	53.708.706	63.457.014	78.369.922	65.051.376	22.170.717	16.600.138	21.149.486	14.588.374	7.445.255	14.698.629	1.356.090	28.073.104	24.343.301	-2.459.147
VAN (8%):	\$169.704.748																	
TIR:		27%																
IVAN:			1,3															

TABLA 35: Flujo de caja considerando una recuperación del proyecto chancado de OBL de un 65%.

El periodo propuesto por la empresa Optimiza (2013 -2029) para la operación de la planta de chancado de OBL no se comparte, ya que al último año de operación (año 2029) no se hace rentable al balance económico de ese año. La pérdida llega a los 2,4 millones de dólares para lograr la reducción de tamaño del mineral OBL. Se recomienda aplicar el proyecto hasta el año 2028, a menos que se implemente un sistema de reducción de costos a la mantención de los equipos.

El retorno de la inversión (payback), si la implementación y las variables consideradas se mantienen, sería al tercer año de la puesta en marcha. Ello considerando que el inicio fuese a comienzo del año 2013.

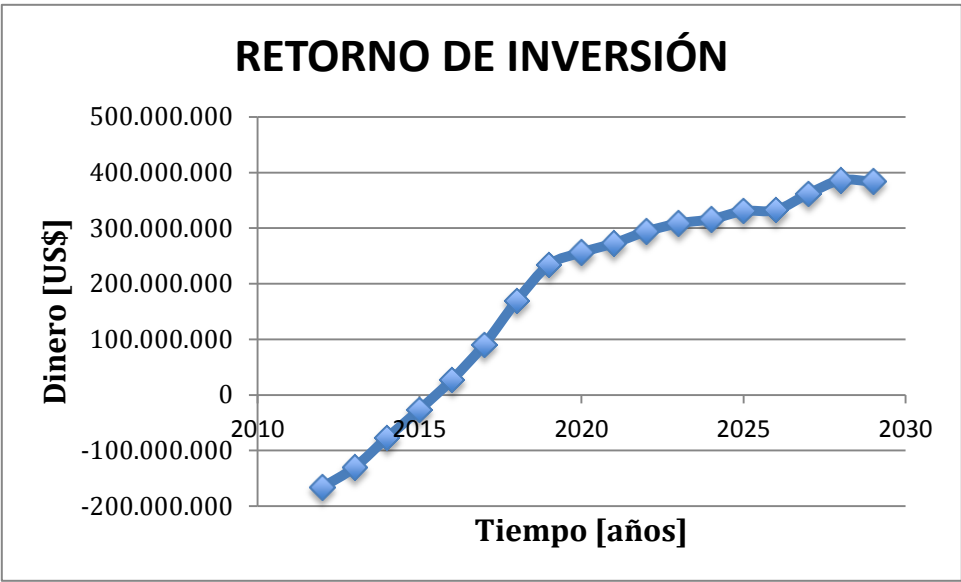


GRÁFICO 24: Retorno económico del proyecto de chancado de OBL.

BIBLIOGRAFÍA

- Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (Noviembre 2011). Informe Final Plan Minero PND 2011 (Plan de Negocios y Desarrollo). División Radomiro Tomic.
- Ingeniería de perfil proyecto chancado minerales Oxidos Baja Ley. Informe Final (C140-REP-GE-003, 2011). Optimiza ingeniería y desarrollo S.A. División Radomiro Tomic
- Luis Vega Alarcón. Ingeniería Económica (EIQ 657). Apuntes, Análisis de sensibilidad, versión 2011. Ponticia Universidad Católica de Valparaíso.

CAPITULO 9: ANEXOS

9.1. METODOLOGÍA DE CÁLCULOS (PRUEBAS METALÚRGICAS)

- *Determinación del Volumen ON Parcial en Función de los cc/min Medidos*

$$\frac{lt}{hr} = \frac{\text{flujo} \left[\frac{ml}{min} \right] * 60 \text{ min}}{1000 ml}$$

- *Tasa de Riego del isocontenedor*

$$\text{Riego Específico (l/hr/m}^2\text{)} = \left(\frac{\text{Flujo} [ml]}{1000} * 60 \right) / m^2$$

$$\text{Flujo de trabajo (ml / min)} = \frac{lt}{hr * m^2} * m^2 * 1000$$
$$60 \text{ min}$$

- *Determinación del “volumen calculado” del Isocontenedor*

$$\text{Vol. calculado (litros)} = \frac{\text{PesoMedido} [kg]}{\text{DensidadMedida} [gr / ml]}$$

- *Determinación de la “Densidad calculada” del Isocontenedor*

$$\text{Densidad calculada (gr/ml)} = \frac{\text{PesoMedido} [kg]}{\text{Vol. Medida} [lt]}$$

- *Determinación del Compósito para el Ciclo semanal del Pad*

$$\text{Vol. de muestra (cc)} = \text{Vol. total día [lt]} * 0.002$$

- *Determinación del Compósito para el Ciclo Global del Pad*

$$\text{Vol. de muestra (cc)} = \text{Vol. total día (l)} \times 0.005$$

- *Expresión General para el Ajuste de Acido*

$$V_{H^+} = \frac{\text{Vol. A} * (\text{CF} - \text{CI})}{(d * P * 1000) - \text{CF}}$$

Donde :

V_{H^+} = Volumen de ácido a adicionar en litros.

Vol.A = Volumen de solución a ajustar (lt)

CF = Concentración de ácido requerido o final (gpl)

CI = Concentración de ácido inicial (gpl)

d = Densidad del ácido g /cc o Kg./l

P = Pureza del ácido (tanto por uno).

1000 = Factor que modifica la densidad de Kg/l a gr/l.

- *Expresión General para Mezcla de Volúmenes y Concentraciones*

a) $V_1 * C_1 = V_2 * C_2$

b) $V_1 * C_1 + V_2 * C_2 = V_3 * C_3$

donde :

V = Volumen.

C = Concentración del elemento.

9.2. EQUIPOS Y MATERIALES

Los equipos, materiales e insumos necesarios para llevar a cabo las pruebas de lixiviación (Chancado de OBL) fueron proporcionados por la Superintendencia de Metalurgia y por Control Metalúrgico CIMM.

A continuación, se presenta un listado de los equipos y herramientas necesarios para realizar a cabo la implementación de las pruebas de chancado OBL en la planta piloto de Radomiro Tomic:

- Balanza digital 300 kg.
- Bombas Dosificadoras (Peristálticas)
- Cronómetros
- Calculadoras
- Fluxómetro
- Bidones plásticos de 20 y 60 litros.
- Baldes plásticos de 5 litros
- Ácido Sulfúrico 98% de pureza
- Carpeta HDPE (polietileno de alta densidad)
- Isocontenedores (1 m³)
- Probetas de 100 ml, 1000 ml, 2000 ml, 4000 ml
- Frascos de 250 CC.
- Embudo
- Probeta
- Lápiz

- Hoja de Registro control
- Cuadernos
- Libro de actas
- Cinta embalaje
- Plumón pintura
- Material de Prueba:
 - > Mineral OBL RT, Refino.

9.3. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL (EPP)

Todas las actividades dentro de las divisiones de CODELCO están regidas por los estándares de control de fatalidades que tienen como objetivo controlar y/o eliminar cualquier fuerza física o química que pueda provocar un accidente grave o fatal; por lo cual, es fundamental la utilización de los siguientes EPP para la actividad:

- Casco de seguridad.
- Lentes de seguridad Claras (antiparras en caso necesario)
- Zapato de seguridad
- Guantes de cabritilla
- Guantes de Nitrilo
- Ropa antiácida (Slack y/o buzo piloto)
- chaleco Reflectante.
- Respirador de dos vías con filtros contra Polvos o Mixtos (en caso necesario)
- Protector solar

9.4. INGENIERÍA DE PERFIL (MAXIMIZA)

- **Análisis de alternativas de tratamiento**

La generación de alternativas de solución se basa en la combinación de medios de transporte y reducción de tamaño del mineral OBL hasta un tamaño P80 bajo 1". Estas serán analizadas técnica y económicamente.

Actualmente el mineral ROM se transporta por camiones desde el rajo hasta la pila de lixiviación. En el presente estudio se evalúan alternativas de procesamiento del mineral que combinan opciones de transporte mineral ROM, por camiones o correas, a la planta de chancado proyectada, y configuraciones de equipos de chancado según su origen (nuevos, arrendados, re-utilizados). Las áreas por donde se proyectan los trazados de camiones y correas, al igual que la planta misma, deberán reservarse ante Gestión Territorial de manera de disponer de ellos ante la eventual ejecución del proyecto. La distancia aproximada entre los puntos de carga en rajo y descarga en la planta proyectada es levemente superior a los 3 km.

Para el transporte por correas se ha considerado que el mineral ROM a transportar será de 12", previendo un chancador primario y pica roca en el rajo. Dicha correa para material de similar granulometría está validada en faena similar.

Basados en PND 2011, se aprecian dos períodos destacados de tratamiento de mineral OBL cuyos promedios son de 54 KTPD para el período 2013 – 2019 con peak de 76 KTPD y de 16 KTPD con un peak de 40 KTPD para el período 2020 – 2029. Los peaks de tratamiento serán amortiguados por los acopios de mineral y acopio intermedio, ambos encapsulados y el ajuste en la operación de los chancadores. Dichos acopios permiten una mayor flexibilidad ante imprevistos aguas arriba de sus ubicaciones.

La TABLA 32, presenta las combinaciones entre las opciones de reducción de tamaño vs transporte de mineral.

		Transporte Mineral Reducción Tamaño		Opciones de Transporte de Mineral OBL	
		Opción N° 6	Opción N° 7	Opción N° 6	Opción N° 7
Opciones de Reducción Tamaño Mineral OBL	Opción N° 1	Alternativa N° 1	Alternativa N° 6	Alternativa N° 1	Alternativa N° 6
	Opción N° 2	Alternativa N° 2	Alternativa N° 7	Alternativa N° 2	Alternativa N° 7
	Opción N° 3	Alternativa N° 3	Alternativa N° 8	Alternativa N° 3	Alternativa N° 8
	Opción N° 4	Alternativa N° 4	Alternativa N° 9	Alternativa N° 4	Alternativa N° 9
	Opción N° 5	Alternativa N° 5	Alternativa N° 10	Alternativa N° 5	Alternativa N° 10

TABLA 37: Recuadro resumen de las combinaciones analizadas por MAXIMIZA.

Alternativa	Nombre	Descripción	Periodo	Cap. KTPD	Equipo	Cant.
Alternativa N° 1	Camión + Equipos nuevos con harnero secundario+ Acopios	Se requiere preclasificación del ROM antes de la reducción de tamaño. Se proyectan instalaciones nuevas	2013 - 2019	54	Chancadores	3
					Harneros	2
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 2	Camión + Equipos nuevos sin harnero secundario + Acopios	No se incluye preclasificación del ROM previa a la reducción de tamaño. Se proyectan instalaciones nuevas	2013 - 2019	54	Chancadores	3
					Harneros	1
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 3	Camión + Equipos arrendados + Acopios	Se propone el arriendo de las instalaciones de la nueva planta de reducción de tamaño	2013 - 2019	54	Chancadores	10
					Harneros	9
			2020 - 2029	16	Chancadores	4
					Harneros	3
Alternativa N° 4	Camión + Combinación equipos arrendados y equipos existentes + Acopios	Se propone el arriendo de las instalaciones para una primera etapa de reducción de tamaño y posteriormente la utilización de equipos existentes reposicionados	2013 - 2019	54	Chancadores	10
					Harneros	9
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1

Alternativa	Nombre	Descripción	Periodo	Cap. KTPD	Equipo	Cant.
Alternativa N° 5	Camión + Equipos existentes reposicionados + Acopios	Se propone no reducir mineral en primer periodo y en el segundo la utilización de equipos existentes reposicionados	2013 - 2019	-	Chancadores	--
					Harneros	--
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 6	Correas + Equipos nuevos con harnero secundario + Acopios	Se requiere preclasificación del ROM antes de la reducción de tamaño. Se proyectan instalaciones nuevas	2013 - 2019	54	Chancadores	3
					Harneros	2
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 7	Correas + Equipos nuevos sin harnero secundario+ Acopios	No se incluye preclasificación del ROM previa a la reducción de tamaño. Se proyectan instalaciones nuevas	2013 - 2019	54	Chancadores	3
					Harneros	1
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 8	Correas + Equipos arrendados + Acopios	Se propone el arriendo de las instalaciones de la nueva planta de reducción de tamaño	2013 - 2019	54	Chancadores	10
					Harneros	9
			2020 - 2029	16	Chancadores	4
					Harneros	3
Alternativa N° 9	Correas + Combinación equipos arrendados y equipos existentes + Acopios	Se propone el arriendo de las instalaciones para una primera etapa de reducción de tamaño y posteriormente la utilización de equipos existentes reposicionados	2013 - 2019	54	Chancadores	10
					Harneros	9
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1
Alternativa N° 10	Correas + Equipos existentes reposicionados + Acopios	Se propone no reducir mineral en primer periodo y en el segundo la utilización de equipos existentes reposicionados	2013 - 2019	-	Chancadores	--
					Harneros	--
			2020 - 2029	16	Chancadores	2
					Harneros	1

TABLA 38: Detalle de las posibles alternativas para el tratamiento del mineral OBL.

• **Criterios de diseño de procesos**

Los siguientes datos fueron entregados por la superintendencia de planificación Planta (RT)

- Alimentación fresca : Mineral ROM
- Capacidad de tratamiento OBL global : 210.000 kt
- Tiempo de operación : 24 h/d
365 d/a

- Densidad aparente de mineral : 1,8 – 1,9 t/m³
- Humedad del mineral : 3 %

Tratamiento	Unid.	Promedio	Máximo	Mínimo
Período 2013-2019	tpd	54.000	76.000	40.000
	tph	2.650	3.725	1.961
Período 2020-2029	tpd	16.000	40.000	3.837
	tph	785	1.961	188

- Disponibilidad Chancado 1° / 2° / 3° : 85 %
- Granulometría ROM : 35 % - 1"

- **Curva distribución granulométrica ROM**

Malla		ROM
pulgadas	µm	% Pasante Acumulado
16,0	406.400	100,0
13,8	350.012	100,0
11,8	299.974	100,0
10,0	254.000	98,0
8,0	203.200	95,0
7,5	190.500	93,0
7,0	177.800	90,0
6,5	165.100	87,0
6,0	152.400	83,0
5,5	139.700	79,0
5,0	127.000	75,0
4,5	114.300	70,0
4,0	101.600	65,0
3,5	88.900	60,0
3,0	76.200	55,0
2,5	63.500	49,0
2,0	50.800	43,0
1,5	38.100	35,0
1,3	31.750	30,5
1,0	25.400	27,0
0,75	19.050	23,0
0,50	12.700	20,0
0,25	6.350	15,0

- **Granulometría producto Chancado 2°/3°:**

Malla	Micrones	Pasante Acumulado
2 "	50.800	99,4
1 ½ "	38.100	95,0
1 "	25.400	79,3
¾ "	19.000	66,0
½ "	12.500	51,1
¼ "	6.710	35,4
50#	-	6,3
-50#	-	0,8

- **Disposición general**

En la Figura 58 se indica la ubicación proyectada de las instalaciones de chancado dispuestas por Radomiro Tomic mediante un área achurada en el plano de disposición general. La superficie disponible para el acopio ROM, la planta de chancado y la nueva pila de lixiviación alcanza a los 452.000 m² aproximadamente.

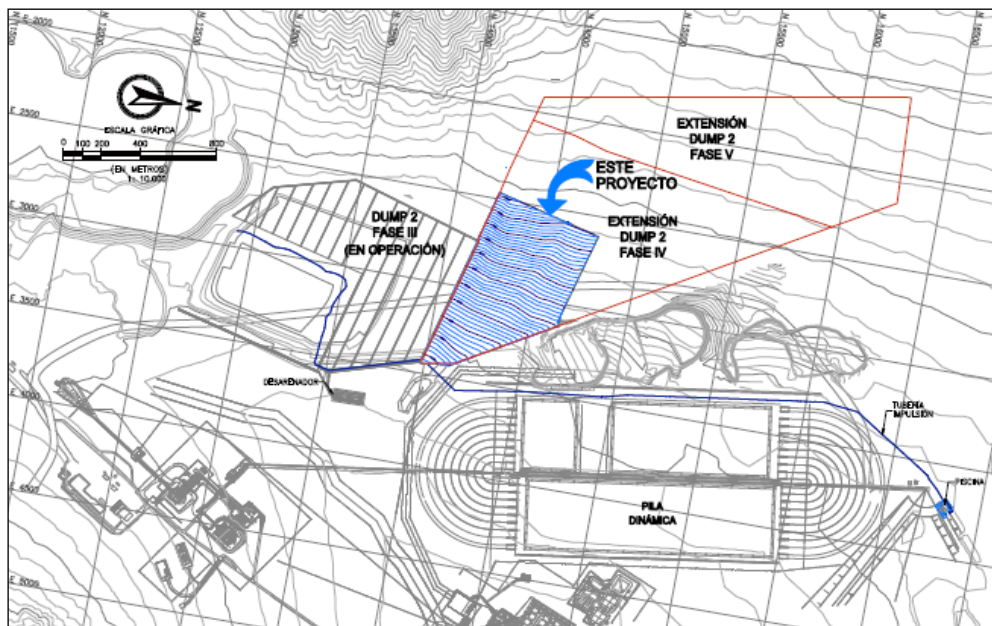


FIGURA 58: Área disponible para proyecto chancado OBL.

Equipos Involucrados en las Alternativas de Tratamiento de Mineral

La diferencia entre las diez alternativas planteadas para el tratamiento de reducción de tamaño para el mineral OBL radica fundamentalmente en el modo de adquisición de los equipos principales proyectados, es decir, en el costo de inversión, ya que básicamente los equipos requeridos son los mismos para cada una de las alternativas tal como se indica a continuación:

- Cargador frontal en rajo
- Camión tolva en rajo

- Chancador primario / pica rocas
 - Harnero secundario
 - Chancador secundario
 - Harnero terciario
 - Chancador terciario
 - Alimentador de correas
 - Cargador frontal en planta
 - Camión hacia acopio
- **Costos de inversión, de las diferentes alternativas (Reducción de tamaño/Transporte de mineral).**

Costos de Inversión de Alternativas en año 2013

Alt N° 1 2013-2029	Alt N° 2 2013-2029	Alt N° 3 2013-2029	Alt N° 4 2013-2019	Alt N° 6 2013-2029	Alt N° 7 2013-2029	Alt N° 8 2013-2029	Alt N° 9 2013-2019
Equipos nuevos con harnero secundario (US\$)	Equipos nuevos sin harnero secundario (US\$)	Equipos arrendados (US\$)	Equipos arrendados (US\$)	Equipos nuevos con harnero primario (US\$)	Equipos nuevos sin harnero primario (US\$)	Equipos arrendados (US\$)	Equipos arrendados (US\$)
166.185.780	166.936.197	161.538.224	161.394.639	177.088.986	173.416.443	174.480.483	174.285.532

TABLA 39: Costos de inversión al primer año de implementación (2013).

Alt N° 4 Reinversión 2020-2029	Alt N° 5 2020-2029	Alt N° 9 Reinversión 2020-2029	Alt N° 10 2020-2019
Equipos existentes reposicionados (US\$)	Equipos existentes reposicionados (US\$)	Equipos existentes reposicionados (US\$)	Equipos existentes reposicionados (US\$)
8.146.814	66.613.520	8.146.814	104.838.745

TABLA 40: Costos de inversión para alternativas que necesitan inversión al año 2020.

- **Costos de Operación, US\$/año (año 2013)**

Año	Alter. N° 1	Alter. N° 2	Alter. N° 3	Alter. N° 4	Alter. N° 5	Alter. N° 6	Alter. N° 7	Alter. N° 8	Alter. N° 9	Alter. N° 10
2013	8.018.379	8.110.921	18.954.634	18.954.634	0	8.627.783	9.094.360	18.708.436	18.691.320	0
2014	8.654.714	8.747.256	19.590.969	19.590.969	0	9.264.117	9.730.695	19.344.770	19.327.654	0
2015	8.897.751	8.990.293	19.834.005	19.834.005	0	9.507.154	9.973.732	19.587.807	19.570.691	0
2016	9.346.974	9.439.516	20.283.228	20.283.228	0	9.956.377	10.422.955	20.037.030	20.019.914	0
2017	10.111.495	10.204.037	21.047.750	21.047.750	0	10.720.899	11.187.476	20.801.552	20.784.436	0
2018	10.866.262	10.958.804	21.802.517	21.802.517	0	11.475.666	11.942.243	21.556.319	21.539.203	0
2019	10.424.201	10.516.743	21.360.455	21.360.455	0	11.033.604	11.500.182	21.114.257	21.097.141	0
2020	6.150.231	6.242.773	9.058.758	4.820.993	4.797.688	6.759.635	7.226.212	10.060.450	5.073.573	4.716.919
2021	5.979.868	6.072.410	8.888.395	4.650.630	4.627.326	6.589.272	7.055.849	9.890.087	4.903.211	4.537.570
2022	6.240.450	6.332.992	9.148.977	4.911.212	4.887.907	6.849.853	7.316.431	10.150.669	5.163.792	4.788.940
2023	6.030.536	6.123.078	8.939.063	4.701.298	4.677.993	6.639.939	7.106.517	9.940.755	4.953.878	4.569.585
2024	5.797.575	5.890.117	8.706.102	4.468.337	4.445.032	6.406.978	6.873.556	9.707.794	4.720.917	4.326.946
2025	6.178.301	6.270.843	9.086.828	4.849.063	4.825.759	6.787.705	7.254.282	10.088.520	5.101.644	4.697.754
2026	5.685.432	5.777.974	8.593.959	4.356.194	4.332.889	6.294.835	6.761.413	9.595.651	4.608.774	4.194.717
2027	6.897.006	6.989.548	9.805.533	5.567.768	5.544.464	7.506.410	7.972.987	10.807.225	5.820.349	5.395.870
2028	6.816.567	6.909.109	9.725.094	5.487.329	5.464.024	7.425.970	7.892.548	10.726.786	5.739.909	5.304.748
2029	5.778.343	5.870.885	8.686.870	4.449.105	4.425.800	6.387.747	6.854.324	9.688.562	4.701.686	4.255.575

TABLA 41: Costos de Operación - Chancado OBL, alternativas analizadas por Optimiza.

- **Costo de Mantenición Alternativas**

Año	Alter. N° 1	Alter. N° 2	Alter. N° 3	Alter. N° 4	Alter. N° 5	Alter. N° 6	Alter. N° 7	Alter. N° 8	Alter. N° 9	Alter. N° 10
2013	3.614.151	3.612.220	4.756.207	4.675.141	0	3.963.834	3.919.334	5.107.689	5.106.287	0
2014	3.721.831	3.719.911	4.897.056	4.813.558	0	4.081.727	4.035.961	5.258.805	5.257.361	0
2015	3.832.723	3.830.815	5.042.084	4.956.081	0	4.203.132	4.156.063	5.414.402	5.412.914	0
2016	3.946.922	3.945.030	5.191.416	5.102.833	0	4.328.153	4.279.744	5.574.612	5.573.080	0
2017	4.064.528	4.062.653	5.345.180	5.253.940	0	4.456.897	4.407.110	5.739.573	5.737.995	0
2018	4.185.642	4.183.786	5.503.507	5.409.530	0	4.589.476	4.538.271	5.909.426	5.907.800	0
2019	4.310.369	4.308.535	5.666.534	5.569.737	0	4.726.004	4.673.341	6.084.317	6.082.642	0
2020	2.603.329	2.617.838	2.755.504	2.133.878	2.161.724	3.644.018	3.606.172	3.233.961	3.194.987	2.227.625
2021	2.706.497	2.721.441	2.871.515	2.222.962	2.251.644	3.790.822	3.751.841	3.376.741	3.328.320	2.331.938
2022	2.786.881	2.802.274	2.956.582	2.288.841	2.318.383	3.903.335	3.863.185	3.476.564	3.426.958	2.400.684
2023	2.869.657	2.885.511	3.044.175	2.356.675	2.387.104	4.019.193	3.977.838	3.579.344	3.528.524	2.471.462
2024	2.954.895	2.971.225	3.134.367	2.426.524	2.457.865	4.138.495	4.095.900	3.685.170	3.633.107	2.544.333
2025	3.042.669	3.059.489	3.227.237	2.498.447	2.530.728	4.261.345	4.217.471	3.794.131	3.740.794	2.619.357
2026	3.133.054	3.150.378	3.322.864	2.572.505	2.605.755	4.387.847	4.342.658	3.906.322	3.851.680	2.696.600
2027	3.226.129	3.243.973	3.421.330	2.648.763	2.683.011	4.518.111	4.471.566	4.021.837	3.965.860	2.776.127
2028	3.321.972	3.340.352	3.522.719	2.727.286	2.762.561	4.652.249	4.604.307	4.140.776	4.083.430	2.858.005
2029	3.420.668	3.439.599	3.627.119	2.808.141	2.844.474	4.790.376	4.740.996	4.263.241	4.204.492	2.942.304

TABLA 42: Costos de Mantenición estimadas por Optimiza (US\$/año).

<u>Costos Adquisición y Montaje US\$:</u>	Alt N° 1 (US\$)	Alt N° 2 (US\$)	Alt N° 3 (US\$)	Alt N° 4 (US\$)	Alt N° 6 (US\$)	Alt N° 7 (US\$)	Alt N° 8 (US\$)	Alt N° 9 (US\$)
Costos Directos	86.172.239	86.516.333	81.040.351	80.930.851	91.921.400	90.154.666	87.741.317	87.634.547
Sub Total Costo Directo	86.172.239	86.516.333	81.040.351	80.930.851	91.921.400	90.154.666	87.741.317	87.634.547

Costos Indirectos US\$:

Gastos Generales Contratista	15.380.346	15.425.902	18.554.630	18.580.110	15.226.096	14.758.913	18.691.271	18.680.523
Utilidad del Contratista	5.383.121	5.399.066	6.494.121	6.503.039	5.329.134	5.165.620	6.541.945	6.538.183
Gastos Fletes, Seguros	2.897.491	2.988.835	1.559.420	1.551.626	3.173.556	3.146.611	1.845.591	1.841.996
Repuestos y Puesta en Marcha	954.427	959.032	693.076	689.612	1.077.123	1.065.148	820.263	818.665
Estudio de Ingeniería de Detalles	4.121.755	4.145.842	3.762.523	3.754.858	5.706.778	5.583.107	5.414.172	5.406.698
Sub Total Costo Indirecto	28.737.140	28.918.676	31.063.769	31.079.244	30.512.687	29.719.398	33.313.242	33.286.065

Servicios de Gestión Codelco US\$:

Costos de Administración Codelco, ITO, P&C, Gestión de Adquisiciones	12.925.836	12.977.450	12.156.053	12.139.628	13.788.210	13.523.200	13.161.198	13.145.182
Sub Total Servicios de Gestión DCN	12.925.836	12.977.450	12.156.053	12.139.628	13.788.210	13.523.200	13.161.198	13.145.182

Valor Base Estimado (US \$)	127.835.215	128.412.459	124.260.172	124.149.722	136.222.297	133.397.264	134.215.756	134.065.794
------------------------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------

Contingencias del Proyecto US\$:

Contingencia Base (30%)	38.350.565	38.523.738	37.278.052	37.244.917	40.866.689	40.019.179	40.264.727	40.219.738
Contingencia Proyecto en Op. (0%)	0	0	0	0	0	0	0	0
Sub Total Contingencia (US\$)	38.350.565	38.523.738	37.278.052	37.244.917	40.866.689	40.019.179	40.264.727	40.219.738

Inversión Total Estimada (US \$)	166.185.780	166.936.197	161.538.224	161.394.639	177.088.986	173.416.443	174.480.483	174.285.532
---	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------	--------------------

Para el año 2019, se presenta el desglose de los costos de inversión de las alternativas N° 5 y N° 10, además de las reinversión de las alternativas N°4 y N°9:

Costos Adquisición y Montaje US\$:	Alt N° 4 (US\$)	Alt N° 5 (US\$)	Alt N° 9 (US\$)	Alt N° 10 (US\$)
Costos Directos	4.718.315	32.596.082	4.718.315	55.115.529
Sub Total Costo Directo	4.718.315	32.596.082	4.718.315	55.115.529

Costos Indirectos US\$:

Gastos Generales Contratista	171.575	7.878.066	171.575	8.270.934
Utilidad del Contratista	60.051	2.757.323	60.051	2.894.827
Gastos Fletes, Seguros	193.022	580.541	193.022	1.549.719
Repuestos y Puesta en Marcha	85.788	258.018	85.788	688.764
Estudio de Ingeniería de Detalles	330.282	2.281.726	330.282	3.858.087
Sub Total Costo Indirecto	840.718	13.755.675	840.718	17.262.330

Servicios de Gestión Codelco US\$:

Costos de Administración Codelco, ITO, P&C, Gestión de Adquisiciones	707.747	4.889.412	707.747	8.267.329
Sub Total Servicios de Gestión DCN	707.747	4.889.412	707.747	8.267.329

Valor Base Estimado (US \$)	6.266.780	51.241.169	6.266.780	80.645.188
------------------------------------	------------------	-------------------	------------------	-------------------

Contingencias del Proyecto US\$:

Contingencia Base (30%)	1.880.034	15.372.351	1.880.034	24.193.557
Contingencia Proyecto en Op. (0%)	0	0	0	0
Sub Total Contingencia (US\$)	1.880.034	15.372.351	1.880.034	24.193.557

Inversión Total Estimada (US \$)	8.146.814	66.613.520	8.146.814	104.838.745
---	------------------	-------------------	------------------	--------------------

EVALUACIÓN ECONOMICA DEL PROYECTO

El presente capítulo tiene por objeto evaluar económicamente las alternativas analizadas en este estudio a nivel de Perfil.

Para el análisis económico se ha considerado oportuno comparar el Valor Actual Neto (VAN), ya que en este proyecto se consideran ingresos asociados a las alternativas de solución.

El horizonte de evaluación para estimar el VAN se considera en un plazo de 17 años, es decir, desde el año 2013 hasta el año 2029.

La tasa de descuento a aplicar es de un 8%, tasa dada por Codelco para este tipo de estudios de ingeniería, establecido en documento "Antecedentes Económicos y Comerciales 2011" y de forma especial analizada al 10%.

La evaluación económica de las Alternativas considerando una recuperación de cobre del 65% se muestra en las siguientes tablas:

Alternativas	Tasa de Descuento 8 %			
	VAN (kUS\$)	IVAN	TIR (%)	PAYBACK (año)
Alternativa N° 1	93.301	0,65	20,8%	7,00
Alternativa N° 2	91.888	0,64	20,6%	7,00
Alternativa N° 3	32.593	0,24	12,8%	9,00
Alternativa N° 4	45.630	0,32	14,0%	9,00
Alternativa N° 5	7.459	0,22	13,5%	17,00
Alternativa N° 6	73.532	0,48	18,0%	8,00
Alternativa N° 7	73.389	0,49	18,2%	8,00
Alternativa N° 8	15.693	0,10	10,3%	10,00
Alternativa N° 9	28.779	0,19	11,7%	10,00
Alternativa N°10	-11.552	-0,11	--	No Recup

TABLA 43: Resumen de evaluación Económica Tasa 8%.

Alternativas	Tasa de Descuento 10 %			
	VAN (kUS\$)	IVAN	TIR (%)	PAYBACK (año)
Alternativa N° 1	70.290	0,51	20,8%	8,00
Alternativa N° 2	69.021	0,50	20,6%	8,00
Alternativa N° 3	17.126	0,13	12,8%	10,00
Alternativa N° 4	27.018	0,20	14,0%	10,00
Alternativa N° 5	3.772	0,13	13,5%	17,00
Alternativa N° 6	52.654	0,36	18,0%	8,00
Alternativa N° 7	52.899	0,37	18,2%	8,00
Alternativa N° 8	1.858	0,01	10,3%	17,00
Alternativa N° 9	11.767	0,08	11,7%	13,00
Alternativa N°10	-12.355	-0,15	--	No Recup

TABLA 44: Resumen de Evaluación Económica Tasa 10%.

- El análisis económico indica que las Alternativas N° 1 y 2 son las más favorables, ya que el VAN (8%) asociado a ésta es mayor a kUS\$ 91.888 y el período de recuperación del capital es de 7 años.
- Las alternativas con equipos arrendados (N° 3 y 8) presentan índices económicos desfavorables por la mayor cantidad de equipos requeridos para el tratamiento del mineral. El arriendo de plantas de chancado de gran capacidad no está en la línea de negocios de los principales vendedores (vendedores) del mercado.
- Las alternativas con equipos arrendados en primer período y re-utilizados (N° 4 y 9) en el segundo período presentan índices económicos desfavorables, por la necesidad de reinvertir en su instalación y de un overhaul (revisión) a los equipos re-utilizados que garantice su confiabilidad operativa. Sumado a lo indicado para los equipos en arriendo.
- Las alternativas con equipos re-utilizados en el segundo período (N° 5 y 10) presentan malos índices económicos y no logran recuperar la inversión en el período. Por lo que la oportunidad del negocio es realizarlo en 2013.

- El transporte del mineral ROM por camión es más conveniente que las correas por los costos de operación asociados al material movido por año.

- **Conclusiones análisis de alternativas (Optimiza)**

El análisis económico realizado por la consultora de ingeniería Optimiza determina que las alternativas N° 1 y 2 son las más favorables, ya que el VAN (8%) asociado a éstas es mayor a US\$ 91.000 y el periodo de recuperación del capital es de 7 años.

Las alternativas con equipos arrendados (N° 3 y 8) representan índices económicos más bajos por la mayor cantidad de equipos requeridos para el tratamiento de mineral. El arriendo de plantas de chancado de gran capacidad no está en línea de negocios de los principales vendedores del mercado.

Las alternativas con equipos arrendados en primer periodo y re-utilizados (N°4 y 9) en el segundo período presentan índices económicos desfavorables, por la necesidad de reinvertir en su instalación y la necesidad de una revisión (overhaul) a los equipos re-utilizados que garantice su confiabilidad operativa. Sumado a lo indicado para los equipos en arriendo.

Las alternativas con equipos re-utilizados en el segundo período (N° 5 y 10) presentan malos índices económicos y no logran recuperar la inversión en el período. Por lo que la oportunidad del negocio es realizarlo en 2013.

El transporte del mineral ROM por camión es más conveniente que las correas por los costos de operación asociados al material movido según sea el período y dado que actualmente existen camiones en uso.

Entre los riesgos que se visualizan en este estudio para la implementación en el año 2013 se encuentran, el plazo requerido para el desarrollo de las siguientes etapas de ingeniería (Prefactibilidad, Factibilidad, Detalles) y el plazo de entrega de los equipos mayores. Se recomienda pasar directamente a Factibilidad y emitir

tempranamente órdenes de compra por los equipos mayores o bien conseguir equipos en buenas condiciones desde otras Divisiones a fin de agilizar la implementación de esta oportunidad de negocios. De lo contrario, la Planta comenzaría a operar el año 2015.

La sensibilidad del VAN respecto del porcentaje de recuperación de cobre fino (50 y 65%) indica que a medida que aumenta el porcentaje de recuperación de cobre fino en la etapa de lixiviación, aumenta también el atractivo económico del negocio en todas las alternativas, siendo más significativas en las Alternativas N° 1 y 2, en donde se realiza el traslado de mineral en camiones desde el rajo hasta la planta de chancado proyectado, con harnero secundario y sin harnero secundario, respectivamente. Además, el punto de quiebre para el porcentaje de recuperación es de 55,8% en la alternativa N° 1, a partir de allí el proyecto entrega ganancias a la División Radomiro Tomic.

9.4. COSTOS POR ÁREA

En este ítem, se presentan los costos de las diferentes áreas de la Gerencia de Planta (referencia año 2011).

RO472 Extracción Solventes

Código	Material	Clase de costo	Tarifa	Índice	Unidad	TOTAL
	RECIPLAS	601020	3.291,00	13	us\$/TON	526.560
	TT Maderas	601020				526.560
19351	KIESELGUR 16	601090	0,28	2	Kg/Ton Cuf	152.255
4072736	Sulfato de sodio	601090	554,76	0	tn/mes	1.664
21052	Extractante Acorga	601090	9,15	2	kg/ton cu fino	4.422.654
20511	Polisol	601090	2,86	900	Kg/año	30.888
20512	Tioxan	601090	1,49	900	Kg/año	16.092
20513	Alcafos	601090	1,35	1.125	Kg/año	18.225
	TT Reactivos	601090				4.641.779
27500	Diluyente	601100	1,32	9,00	kg/ton cu fino	3.583.964
	TT Acondicionadores	601100				3.583.964
492245	FLEXIBLE H.DUTY PTFE 2"+204°C-54°C	601270	26	150	mts/año	46.800
499897	MANGUERA TEFLON NO COND. SAE100R14-12	601270	3,59	2000	mts/año	7.180
491551	MANGUERA LAVADO CATODOS DIAM.INT. 3/4"	601270	25,23	400	mts/año	10.092
492483	ACOPLE CHICAGO SUPER SEGURO HEMBRA 3/4"	601270	13,92	20	Un/año	278
498229	ADAPTADOR MACHO MACHO NPTF 12 - NPTF 12	601270	1,96	20	Un/año	39
	Total Tuberías y valv	601270				64.390
1239036	CANASTILLO FILTRO RT PLNM441400054	601610	15.892,72	12	Un/año	190.713
1222734	CANASTILLO SUP COALESCEDORES PLN00004/1	601610	13.506,53	2	Un/año	27.013
1222735	CANASTILLO INF COALESCEDORES PLN00004/1	601610	12.166,24	12	Un/año	145.995
4073175	VIRUTA 12MM ANC 1.1MM ESP LG VAR HDPE	601610	3,55	5833	kg/año	248.486
	Materiales Varios	601610	1,00	1	Us\$/año	12
	Materiales Varios	601610	0,00	1	Us\$/año	
	TT Repuestos equipos	601610				612.218
	Impl. Seg. Ropa T	602040				16.000

	Impl. Seg. Ropa T		602040				16.000
4059239	Mallas naranjeras 41x63 cm polietileno		602100	0,06	250000	Un/año	180.000
	Materiales generales de bodega		602100	1,00	500	Us\$/año	6.000
	TT Materiales Grles Bodega		602100				186.000
	TOTAL RO 472						9.630.910

RO473 Planta de Osmosis

Código	Material	Clase de costo	Tarifa	Índice	Unidad	TOTAL
19232	Anticrustante	601090	1,09	1200	lb/año	15.696
19231	Metabisulfito de sodio	601090	0,29	1,5	lb/año	5
	TT Reactivos	601090				15.701
17382	FILTRO CARTUCHO··PURTREX·PX0130	601240	7,12	260	Un/año	22.214
	TT Elementos de desgaste 601240	601240				22.214
1141790	MEMBRANE 600PSI 45°C DOW BW30400	601620	684,52	82	Un/año	56.131
	TT Repuestos en Gral	601620				56.131
	TOTAL RO 473					94.046

RO480 Lixiviación OBL

Código	Material	Clase de costo	Tarifa	Índice	Unidad	TOTAL
4050680	Acido Sulfúrico	601070	75,00		kg/ton cu fino	8.476.563
	TT Acido	601070				8.476.563
4063654	Copla de PVC Minero D=08"	601620	49,85	50,83	Un/año	30.409
4063656	END CAP D=08" DE PVC MINERO	601620	125,91	3	Un/año	4.533
4063658	FLANGE PVC 8"	601620	115,61	3	Un/año	4.162
4063655	CAÑERÍA D=08" PVC MINERO, PRESION 75 PSI	601620	161,49	25	Tr/año	48.447
4063652	UNION-ESPIGA, HE 1/2" NPT -16	601620	0,15	768	un/año	1.382
	TT Repuestos Generales	601620				88.933
	TOTAL RO 480					8.565.495

RO481 Electroobtención

Código	Material	Clase de costo	Tarifa	Índice	Unidad	TOTAL [US\$]
12820	Sulfato cobalto	601090	9,28	600	kg/año	2.032.320
3009103	Sulfato Ferroso	601090	0,19	100	kg/año	6.935
20952	Guartec	601090	2,64	0,2	Lb/ton Cu fino	159.506
	TT Reactivos	601090				2.198.761
23050	Quillaja	601100	10,58	160	kg/año	617.872
	TT Acondicionadores	601100				617.872
	Instalación Ánodos	601190	50.000,00	1	Un/año	50.000
4087037	Anodos	601190	604,70	10000	Un/año	6.047.000
	TT Otros Mat. Fund	601190				6.097.000
491551	Mangueras y sus componentes	601270	25,23	208,3	pañños/año	63.075
491618	Pitones de lavado	601270	30,48	25,0	Un/año	9.144
	Total Tuberías y valv	601270				72.219
4096401	AISLADOR GUIA ANODICO 7,5MM POLIE RT3	601610	1,18	10.000	kt/año	141.600
4067262	BIDON-160 LTS.BOCA ANCHA ALTA DENSIDAD	601610	36,75	150	Un/año	66.150
4032464	ESFERA ANTINEBLA POLIPROPILENO·DIA2cm·-	601610	90,67	50	bolsa/año	54.402
4057721	MORDAZA 500KG GORILA DISTINTEC MRT05030	601610	468,82	20	Un/año	112.517
4073476	CAPPING BOARD MASIAL	601610	5,57	5.500	Un/año	367.620
4074492	CUBREBORDE 29mm POLIPROPIL >70°C ICL	601610	6,30	2.000	Un/año	151.200
4065286	BARRAS INTERCELDA COBRE·-C11000·	601610	816,00	350	Un/año	285.600
4071305	BASE BARRA ANTIACID PLN9640012100007/B	601610	194,09	350	Un/año	815.178
4085325	Cátodos	601610	550,00	10.000	Un/año	5.500.000
	Instalación Cátodos	601610	1,00	1	Un/año	50.000
	TT Repuestos equipos sxew	601610				7.544.267
4060725	CINTA ELECTRICA SCOTCH 57 1" - 3M	602010	23,020	350	rollos/año	96.684
	TT Material electrico	602010				96.684
	Impl.Seg.-Ropa T	602040				45.000
	TT Impl.Seg.-Ropa T	602040				45.000
4057179	CUBRECANTOS CATODOS BORDE LATERAL...	602100	7,15	14.167	Un/año	1.215.500
	VULN. Filtro retenedor de orgánico	602100	1,00	1	Un/año	75.000
	TT Materiales Grles Bodega	602100				1.290.500
	Mats.CD Proyecto	602400				0
	TT Mats.CD Proyecto	602400				0
	TOTAL AÑO 2011					17.962.302

RO483 Ex DRT Patio Embarqu

Código	Material	Clase de costo	Tarifa	Índice	Unidad	TOTAL
12269	ACERO ZUNCHO!1-1/4X0.031"UNS G10550!!	601260	1,360	1120	Kg/año	555.968
19300	SELLO ZUNCHO-DIA. 1.125"..	601260	0,070	850	Un/año	21.718
3008308	SELLO ZUNCHO-DIA. 1.125"x0.031"..	601260	0,070	440	Un/año	11.242
	TT Acero Estructura	601260				588.928
	Impl.Seg.-Ropa T	602040				5.000
	TT Impl.Seg.-Ropa T	602040				5.000
4065914	CINTA DE RESINA SATO P1	602100	70,40	10	Un/año	8.448
4096452	ETIQUETA BLANCA 6,5X10CM 3M 3690E	602100	0,28	900	Un/año	91.980
4056967	Pintura Amarilla	602100	7,45	200	gal/año	17.880
4056965	Pintura Verde	602100	6,93	80	gal/año	6.653
4056966	Pintura Azul	602100	8,66	80	gal/año	8.314
	Materiales Varios		1,00	1	Us\$/año	18.000
	Total Materiales Generales 602100	602100				151.274
	TOTAL RO 483					745.202