

PONTIFICIA UNIVERSIDAD CATÓLICA DE VALPARAÍSO
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA DE INGENIERÍA QUÍMICA



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE
INGENIERO CIVIL QUÍMICO

**ALTERNATIVAS DE TRATAMIENTO DE
SULFUROS DE BAJA LEY CODELCO DIVISIÓN
ANDINA**

Emmanuel Briones Olivares

Profesores Guías:
Amelia Dondero Carrillo
José Torres Titus

2012

Agradecimientos

A mis padres por su apoyo y cariño incondicional.

Mi familia que siempre me motivo para alcanzar mis objetivos.

A mis amigos incondicionales.

Dios me bendijo con todos ustedes.

A aquellas personas que han sido parte de mi formación profesional.

A la profesora Amelia Dondero y el profesor José Torres, por sus consejos y apoyo a lo largo de todo este proceso.

Al profesor Sixto Figueroa, por ese granito de arena que aportó.

Gino Slanzi, por tener siempre las palabras que sirvieron de inspiración y que me ayudaron a llenarme de valor para enfrentar los problemas.

A todo el equipo de trabajo de Codelco División Andina, en especial

Ricardo Vargas y Gonzalo Moyano, “Gran Valor”

Juan Cornejo, por la confianza que pusiste en mí

Javier Cruz y César Bustos, por toda su colaboración

Nelson Burgos, por el apoyo incondicional y el tiempo brindado

Pedro Molinet, Cristián Carvajal y Roberto Pérez

Todos los momentos que compartí con ustedes

Me ayudaron a crecer profesionalmente y como persona

Karina Arburo, Cristián González, Gustavo Leyton y Débora Fernández

Fueron un equipo de trabajo increíble, siempre agradeceré su tiempo y dedicación

GRACIAS POR TODO

Resumen

Gracias al alto precio del cobre en la actualidad, se ha suscitado el interés por analizar la factibilidad técnica y económica de tratar recursos marginales de la minería como lo son los relaves y sulfuros de baja ley que poseen contenidos de cobre recuperables. Tal cual refleja el caso de Caserones que cuenta con un recurso de aproximadamente 1400 *Mton* con ley media de 0,34 % de CuT, transformándose en un proyecto ad portas de capitalizarse.

En este sentido, la expansión de la minería a rajo abierto de Codelco División Andina dará paso a la producción de cuantiosas cantidades de sulfuros de baja ley con contenidos de cobre que varían entre 0,2 % y la ley de corte anual del mineral, actualmente con un valor de 0,49 % de CuT que disminuye hasta 0,35 % en el año 2037 según los planes mineros de la División.

En concordancia con las tendencias del sector minero y del mercado, sumado a ello los planes de expansión de Andina, se ha dado paso al estudio de alternativas para tratar este recurso, realizándose en primera instancia la caracterización del recurso disponible por unidades geometalúrgicas de recuperación de cobre, donde se identificó que la unidad con mayor participación según el Plan Minero Nuevo Traspaso 2018 sería la UGM 2 con 239 *Mton* y la UGM 4 con 69 *Mton*, además de caracterizar por el tipo de roca determinándose que predomina la aparición de roca secundaria.

Durante el curso de este estudio se ha considerado la implementación de nuevas tecnologías con el fin de reducir el costo de capital de inversión y el costo de operación de la planta concentradora. Para cumplir con este objetivo, se llevó a cabo un estudio de Benchmarking de las tecnologías que se disponen hoy en día en la minería. Durante su desarrollo los puntos más relevantes fueron:

- El descarte de equipos de chancado primario como el Sizer e Híbrido debido a las características de abrasividad y dureza del mineral de la División, decisión avalada por las empresas Sandvik y FLSmidth, expertas en el área. Cabe destacar que este punto es

de interés particular para el desarrollo de la minería continua en DAND, por considerar el uso de este tipo de equipos para chancado primario.

- En base a los valores entregados por distintas compañías, se detectó que el mayor costo de adquisición asociado a los equipos requeridos por la planta concentradora es el sistema de transporte de mineral.
- La introducción de la tecnología de rodillos abrasivos de alta presión es una opción que puede reducir considerablemente el costo operativo en la etapa de molienda debido a la alta generación de finos y de microfracturas que reducen el Índice de Trabajo del mineral, ambos factores se traducen en la reducción del equipo de molienda y el consumo de potencia asociado.

Para validar este estudio se diseñó un programa de pruebas metalúrgicas utilizado como base para el diseño de la planta concentradora. Se detectó que utilizando celdas convencionales en la etapa de flotación rougher las recuperaciones de cobre y molibdeno alcanzadas fueron del orden de 94,0 % y 45,0 % respectivamente. Los resultados obtenidos fueron corroborados y respaldados con la base de datos de flotaciones rougher desarrollada por la Superintendencia de Geología de la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo. La confluencia de los aspectos mencionados avala la implementación de un circuito rougher – cleaner – scavenger para la recuperación de cobre a partir de sulfuros de baja ley.

Debido a los ritmos de producción anual de sulfuros de baja ley que aparecen en el Plan Minero de Negocios y Desarrollo 2012, se diseñó una planta concentradora para tratar a un ritmo de 42 *ktpd*, comenzando sus operaciones a partir del año 2019 y extendiéndose durante 18 años para finalizar el 2036, período de operación contemplado para realizar la evaluación económica del proyecto.

Se evaluó la ubicación de la planta en dos sectores Cerro Extravío y Pocuro considerando aplicar los siguientes sistemas para el transporte de mineral: Ropecon y Metso Rope Conveyor (MRC).

Para la evaluación económica inicial del proyecto se utilizó el Plan Minero de Negocios y Desarrollo 2012 con el ritmo de tratamiento proyectado y una ley media de 0,26 % de CuT resultando que la alternativa de instalar la planta concentradora en Cerro Extravío presentó un VAN negativo de 41,14 *MUS*\$ mientras que la alternativa de instalar la planta en Pocuro presentó un VAN de 82,02 *MUS*\$. Estos resultados preliminares no fueron lo suficientemente satisfactorios como para levantar un proyecto de la envergadura requerida, por lo cual se buscaron formas de mejorar esta proyección económica.

Debido a los primeros resultados obtenidos en la evaluación económica inicial, se desarrolló un nuevo plan minero para el tratamiento de los sulfuros de baja ley haciendo uso de las leyes de corte anual del Plan de Negocios y Desarrollo 2012, además del software de MaptekTM Vulcan, el modelo de bloques 2011 y las simulaciones de las topografías de la mina a rajo abierto de División Andina del año 2012. El objetivo de este trabajo fue mejorar las leyes de corte anual para los sulfuros de baja ley, o sea llevar desde 0,2 % de CuT hasta un valor superior dependiendo de la disponibilidad de mineralizado. Fue así que la ley media de 0,26 % del plan minero original se logró aumentar hasta 0,31 % de CuT al aplicar leyes de corte variables a los sulfuros de baja ley. Con dichas modificaciones se reevaluaron ambos escenarios resultando que la alternativa Cerro Extravío alcanza un VAN de 187,8 *MUS*\$, mientras que la alternativa Pocuro un VAN de 287,43 *MUS*\$.

Índice General

1. Introducción	1
2. Características del Proyecto	3
2.1. Localización	4
2.2. Características Generales	5
2.3. Descripción de Tecnologías	6
2.3.1. Descripción General	6
2.3.2. Descripción de Tecnologías.....	9
3. Recursos Minerales	23
3.1. Descripción General.....	23
3.2. Geología del Yacimiento.....	23
3.2.1. Sector Río Blanco.....	26
3.2.2. Sector Don Luis.....	29
3.2.3. Sector Sur Sur.....	32
3.3. Definición de Unidades Geometalúrgicas RecCu.....	36
3.4. Granulometrías Lastre ROM.....	38
4. Pruebas de Laboratorio	40
4.1. Aspectos Generales	40
4.2. Muestras Sulfuros de Baja Ley	42
4.1. Descripción General.....	43
4.2. Resultados de Mineralogía.....	44
4.3. Resultados Índice de Trabajo de Bond.....	46
4.4. Pruebas de Flotación Convencional	47

4.4.1.	Cinética de Molienda	48
4.4.2.	Análisis de Resultados Flotaciones Rougher	49
4.4.3.	Desarrollo de un Modelo Empírico para la Flotación Rougher	50
4.5.	Test de Sedimentación	59
4.6.	Pruebas con Nuevas Tecnologías	59
4.6.1.	Descripción General	59
4.6.2.	Prueba de Remolienda en IsaMill	61
4.6.3.	Signature Plot	62
4.7.	Prueba de Flotación de Limpieza en Celda Jameson	63
4.7.1.	Descripción General de la Prueba	64
4.7.2.	Prueba Curva Ley Recuperación	65
4.8.	Comentarios	67
5.	Criterios de Diseño	69
5.1.	Factores de Escalamiento	70
5.2.	Restricciones de Diseño	70
5.3.	Criterios de Diseño Hidráulico	71
5.3.1.	Factores de Utilización	71
5.3.2.	Características de sólidos	72
5.4.	Criterios de Diseño Civil/Estructural	72
5.5.	Criterios Generales	73
5.6.	Balance de Mineral	74
5.7.	Balance Metalúrgico	75
5.8.	Criterios Específicos de Proceso	80
5.8.1.	Chancado de Mineral	80
5.8.2.	Transporte de Mineral	81
5.8.3.	Acopio de Gruesos	81
5.8.4.	Molienda	81

5.8.5.	Flotación	82
5.8.6.	Sistema de Espesamiento	86
5.9.	Balance de Aguas	87
5.9.1.	Sistema de Impulsión de Aguas Frescas	87
5.9.2.	Impulsión de Aguas Recuperadas en Planta.....	88
6.	Descripción del Proyecto.....	89
6.1.	Descripción General.....	89
6.3.	Sistema de Manejo de Mineral.....	90
6.3.1.	Descripción del Sistema Evaluado	91
6.4.	Planta Concentradora de SBL	92
6.5.	Manejo de Relaves	95
6.5.1.	Espesaje de Relaves	95
6.5.2.	Sistema de Bombeo de Relave.....	96
6.6.	Manejo de Concentrado	96
6.6.1.	Espesaje de Concentrado	96
6.6.2.	Impulsión de Concentrado hasta Pocuro	96
6.7.	Planta Flotación Selectiva Pocuro.....	97
7.	Plan de Cierre	98
8.	Estimación de Capital de Inversión	100
8.1.	Criterios Generales.....	100
8.2.	Criterios Para la Estimación de Costos Directos.....	100
8.3.	Criterios Para la Estimación de Costos Indirectos	102
8.4.	Contingencias	102
8.5.	Costos del Dueño	103

8.6.	Exclusiones	103
8.7.	Resultados de la Valorización de Inversiones.....	103
9.	Costos de Operación.....	105
9.1.	Criterios de Evaluación Costos de Operación.....	105
9.1.1.	Resultados Costo de Operación	105
10.	Evaluación Económica	107
10.1.	Criterios de Evaluación	107
10.2.	Estimaciones de Ingreso	108
10.2.1.	Niveles de Producción	108
10.2.2.	Costos de operación	109
10.2.3.	Estimación de Precios	109
10.2.4.	Ingresos del Proyecto.....	112
10.3.	Resultados Evaluación Económica.....	112
10.4.	Evaluación Planta Concentradora de SBL en Cerro Extravío.....	113
10.5.	Sensibilización Caso Base Respecto al Costo de Operación.....	115
10.6.	Sensibilización Caso Base Respecto al Plan Minero sin Ley de Corte Variable .	115
11.	Conclusiones.....	117
12.	Comentarios y Recomendaciones.....	120
	Bibliografía	122
	Glosario de Términos	125
	Siglas	127

Índice de Tablas

Tabla 3-1. Tabla resumen porcentaje participación de SBL por sector.....	25
Tabla 3-2. Tabla resumen porcentaje participación unidades litológicas.....	25
Tabla 4-1. Descripción de sondajes.....	43
Tabla 4-2. Promedio de recuperación y leyes de concentrado de cobre, UGM 2.....	49
Tabla 4-3. Resultados de recuperación y leyes de concentrado de cobre, UGM 4.....	50
Tabla 4-4. Recuperaciones unidad geometalúrgica 2.....	51
Tabla 4-5. Recuperaciones unidad geometalúrgica 4.....	53
Tabla 4-6. Modelos de recuperación rougher, unidad geometalúrgica 2.....	55
Tabla 4-7. Modelos de recuperación rougher, unidad geometalúrgica 4.....	56
Tabla 4-8. Resultados simulación flotaciones a 180 µm, respuesta combinada UGM 2 y 4....	58
Tabla 4-9. Resultados Test Coe – Clavenger.....	59
Tabla 4-10. Masas de concentrado recuperado en celda bulk a distintos tiempos de flotación	61
Tabla 5-1. Factores de separación a tiempo fijo.....	76
Tabla 5-2. Flujos y contenidos de cobre y molibdeno Planta Concentradora SBL.....	77
Tabla 5-3. Balance de finos Cu Planta Concentradora SBL.....	77
Tabla 5-4. Balance de finos Mo Planta Concentradora SBL.....	78
Tabla 7-1. Costos de cierre y abandono Planta Concentradora de SBL.....	99
Tabla 8-1. Porcentaje costos directos de inversión en equipos.....	101
Tabla 8-2. Porcentaje costos de recargo a los costos de inversión.....	102
Tabla 8-3. Porcentaje costos indirectos de inversión.....	102
Tabla 8-4. Valorización de inversiones.....	104
Tabla 9-1. Distribución por elemento de costo plantas referentes y proyectos.....	106
Tabla 10-1. Producción de cobre y molibdeno Plan Minero 2012 actualizado.....	109
Tabla 10-2. Resumen costos de operación.....	109
Tabla 10-3. Precios del cobre, Planificación Codelco 2013.....	110
Tabla 10-4. Precios unitarios por tonelada de concentrado de cobre.....	110

Tabla 10-5. Precios unitarios por tonelada de concentrado de cobre, nivel superior e inferior	111
Tabla 10-6. Precios del molibdeno, Planificación Codelco 2013.....	111
Tabla 10-7. Precios unitarios por kilogramo de concentrado de molibdeno	111
Tabla 10-8. Ingresos anual por venta de concentrado y molibdeno	112
Tabla 10-9. Resumen sensibilización evaluación económica.....	113
Tabla 10-10. Valorización de inversiones opción Cerro Extravío.....	114
Tabla 10-11. Resumen sensibilización evaluación económica opción Cerro Extravío.....	114
Tabla 10-12. Resumen sensibilización caso base respecto al costo operacional.....	115
Tabla 10-13. Plan de producción de SBL PND 2012	116
Tabla 10-14. Resumen sensibilización caso base respecto al plan minero.....	116

Índice de Figuras

Figura 2-1. Depósito de Lastres Norte y El Chivato.....	3
Figura 2-2. Ubicación Planta Concentradora SBL.	5
Figura 2-3. Manejo de concentrado y relave.	6
Figura 2-4. Chancador de Rodillos Abrasivos de Alta Presión HPGR	9
Figura 2-5. Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos.....	11
Figura 2-6. Sistema Metso Rope Conveyor Cable Belt.....	14
Figura 2-7. Sección transversal del MRC curvada.	15
Figura 2-8. Molino de remolienda IsaMill™	18
Figura 2-9. Vista interior molino IsaMill™	19
Figura 2-10. Celda de flotación Jameson.....	22
Figura 3-1. Vista del yacimiento y sectores Río Blanco, Don Luis y Sur Sur	24
Figura 3-2. Sección esquemática definición de UGM RecCu	37
Figura 4-1. Localización de sondajes mina rajo abierto DAND.....	42
Figura 4-2. Esquema desarrollo de trabajo	44
Figura 4-3. Molino bulk instalaciones SGS Pudahuel	60
Figura 4-4. Celda de flotación bulk instalaciones SGS Pudahuel	61
Figura 4-5. Molino IsaMill™ instalaciones SGS Quilicura	62

Figura 4-6. Vista general celda Jameson escala laboratorio, modelo L150/1	64
Figura 4-7. Sistema de lavado celda Jameson	65
Figura 4-8. Primeros concentrados obtenidos en la prueba de limpieza con celda Jameson ...	66
Figura 5-1. Diagrama de flujo circuito de chancado y molienda Planta Concentradora SBL..	74
Figura 5-2. Diagrama de flujo circuito de flotación Planta Concentradora SBL	76
Figura 5-3. Diagrama de flujo con leyes de cobre y molibdeno.....	79
Figura 5-4. Fuentes de agua fresca	88
Figura 6-1. Instalación de Metso Rope Conveyor	91
Figura 6-2. Instalación de MRC en Worsley Alumina Australia, largo correa 51,4 km	92
Figura 6-3. Layout Planta Concentradora SBL	94
Figura 6-4. Tramos recorridos por canaleta de relaves.....	95
Figura 6-5. Tramo recorrido impulsión de concentrado	97

Índice de Gráficos

Gráfico 2-1. Distribución de tamaño de partículas HPGR y chancador de cono	12
Gráfico 2-2. Curva comparativa de la reducción del Índice de Trabajo de Bond	13
Gráfico 3-1. Leyes de cobre por sector.....	25
Gráfico 3-2. Resumen tonelaje de SBL por unidad litológica PDA Fase II.....	26
Gráfico 3-3. Relación de mena información de mapeo – Sector Río Blanco	28
Gráfico 3-4. Participación de litología por año PDA Fase II – Sector Río Blanco.	29
Gráfico 3-5. Relación de mena información de mapeo - Sector Don Luis.....	31
Gráfico 3-6. Participación de litología por año PDA Fase II – Sector Don Luis.	32
Gráfico 3-7. Relación de mena información mapeo – Sector Sur Sur.....	35
Gráfico 3-8. Participación de litologías por año PDA Fase II – Sector Sur Sur.....	35
Gráfico 3-9. Curvas granulométricas material de lastre ROM.	39
Gráfico 4-1. Análisis mineralógico ocurrencia de Cu en la UGM 2	45
Gráfico 4-2. Análisis mineralógico ocurrencia de Cu en UGM 4	46
Gráfico 4-3. Resultados Índice de Trabajo de Bond UGM 2	47
Gráfico 4-4. Resultados Índice de Trabajo de Bond UGM 4	47
Gráfico 4-5. Curva de cinética de molienda UGM 2.....	48

Gráfico 4-6. Curva de cinética de molienda UGM 4.....	49
Gráfico 4-7. Recuperación de masa, unidad geometalúrgica 2	51
Gráfico 4-8. Recuperación de cobre, unidad geometalúrgica 2.....	52
Gráfico 4-9. Recuperación de molibdeno, unidad geometalúrgica 2.....	52
Gráfico 4-10. Recuperación de masa, unidad geometalúrgica 4	53
Gráfico 4-11. Recuperación de cobre, unidad geometalúrgica 4.....	54
Gráfico 4-12. Recuperación de molibdeno, unidad geometalúrgica 4.....	54
Gráfico 4-13. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación peso	56
Gráfico 4-14. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación cobre.....	57
Gráfico 4-15. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación molibdeno ..	57
Gráfico 4-16. Curva Ley – Recuperación, unidades geometalúrgicas 2 y 4	58
Gráfico 4-17. Curra Recuperación – Ley de Cobre	66
Gráfico 4-18. Curva Recuperación – Ley de Molibdeno.....	67

1. Introducción

La extracción de mineral por las operaciones realizadas en la mina a rajo abierto de Codelco Chile División Andina (DAND) ha dado paso a la generación de grandes cantidades de lastre, correspondiente a mineral bajo la ley de corte anual, que es removido y depositado en los botaderos de la División.

En el lastre se identifican cuerpos mineralizados o sulfuros de baja ley (SBL) con contenidos de cobre total que van desde 0,2% hasta 0,6%, que con el precio actual del cobre y el recurso a generar debido a la expansión de la mina a rajo abierto, tienen el potencial de convertirse en un recurso marginal atractivo de recuperar y comercializar. Además, procesar este recurso marginal se convierte en una solución complementaria al problema de drenaje de aguas ácidas producto de la infiltración de aguas de deshielo en los botaderos y ofrece reducir los costos asociados a transporte de lastre.

Según los planes mineros de DAND se estima que la producción de SBL alcance el orden de 366 *Mton* con ley media igual a 0,30% de cobre total y 50 *ppm* de molibdeno en el contexto del plan referente “Plan Nuevo Traspaso 2018” (PNT 2018), mientras que en el escenario expandido “Plan de Negocios y Desarrollo” (PND 2012) el recurso alcanza un total de 776 *Mton* con ley media igual a 0,27% de cobre y 48 *ppm* de molibdeno.

Se realizó el estudio para tratar y recuperar los contenidos de cobre y molibdeno mediante su concentración por flotación, llevando a cabo la evaluación técnica y económica de instalar una planta concentradora para el tratamiento del recurso.

Como referencia, se cuenta con el estudio de prefactibilidad desarrollado por la Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo (GRMD) donde se analiza la opción de tratar los drenajes de aguas ácidas y recuperar el contenido de cobre mediante su extracción por solvente (SX) y posterior electro obtención (EW). En el estudio se evaluaron distintos escenarios de producción y ubicación de la planta, identificando que el proceso SX-EW con instalaciones en Lagunitas en el contexto PNT 2018 es el que otorga los mejores resultados, dando un VAN de

95 *MUS*\$, mientras que en el escenario expandido (PND) el proceso SX-EW con instalaciones en Piuquenes alcanza un VAN de 155 *MUS*\$.

2. Características del Proyecto

Actualmente DAND dispone de los botaderos D2, Sur-Sur y Este para la depositación de lastre producido por la explotación de la mina a rajo abierto, las capacidades de cada uno de ellos son 42, 89 y 68 *Mton* respectivamente.

A partir del año 2014 entra en operación la primera fase del gran depósito de lastres planificado para la expansión de DAND a 244 *ktpd* denominado depósito de lastres El Chivato que cuenta con capacidad para almacenar 212 *Mton* de lastre extendiéndose desde la cabecera norte del Nodo 3.500 hasta el paso del mismo nombre. Finalmente para el año 2016 comienza la operación de la segunda etapa del botadero denominada Depósito de Lastres Norte (DL Norte) que contará con capacidad para almacenar 2.200 *Mton* extendiéndose 4,5 *km* desde el Nodo 3.500 hasta el Rock Point.

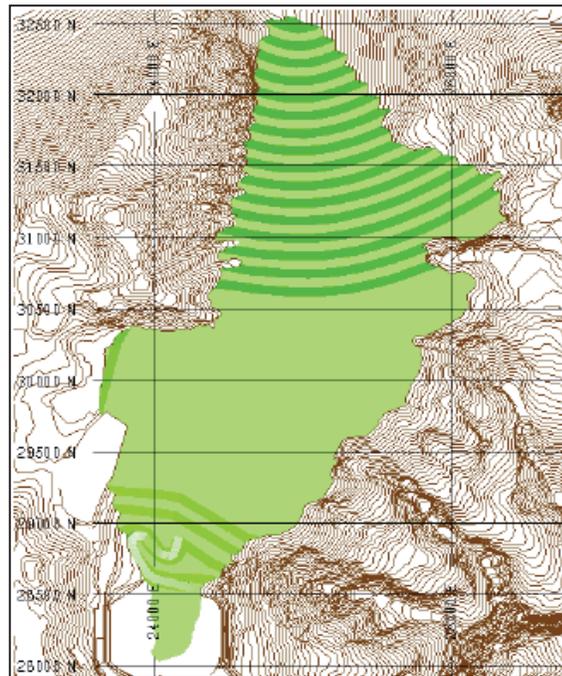


Figura 2-1. Depósito de Lastres Norte y El Chivato.

Para el gran volumen de lastre y mineralizado generados por el Plan Minero, DAND ha evaluado a nivel de perfil, y como aporte a la solución ambiental integral para el plan 244

ktpd, la opción de recuperar cobre a través de la lixiviación forzada de la fracción mineralizada de material a depositar en el DL Norte.

En este marco y como medida complementaria, se realizó el estudio para determinar la factibilidad de concentrar el SBL con ley de CuT sobre 0,2% hasta la ley de corte anual, cambiando el escenario inicial planteado por DAND de lixiviar la totalidad del lastre a solo procesar la fracción con ley bajo 0,2% de CuT.

Se considero una planta que abarca las etapas de chancado, clasificación, molienda, flotación colectiva, espesamiento y transporte de relaves. Se realizó un benchmarking de tecnologías disponibles en el mercado con la finalidad de encontrar opciones innovadoras que se conviertan en la solución definitiva a las dificultades encontradas durante el desarrollo del trabajo. Por último, se realizaron pruebas a escala laboratorio con los equipos de molienda fina, flotación rougher y cleaner con el fin de determinar el flowsheet más apropiado, dimensionar los equipos y obtener los costos asociados a la adquisición y operación de la planta.

2.1. Localización

La Planta Concentradora de SBL tendrá operaciones en los sectores cordillera y valle. Las operaciones en cordillera se emplazarán en las coordenadas 33°08' latitud Sur y 70°15' longitud Oeste en la cota 3500 *m.s.n.m.* En este sector se instalarán piques de traspaso que alimentarán los equipos de chancado grueso y transporte de mineral.

El mineral se lleva mediante el túnel de transporte de mineral hasta Pocuro ubicado en las coordenadas 33°0' latitud Sur y 70°28' longitud Oeste en la cota media 1960 *m.s.n.m.* donde se descarga el mineral en un stock ROM de SBL.



Figura 2-2. Ubicación Planta Concentradora SBL.

2.2. Características Generales

Para el tratamiento del mineralizado, se ha planteado evaluar la factibilidad de instalar una Planta Concentradora de SBL con capacidad para tratar 42 *ktpd* nominales, la cual comenzará sus operaciones el año 2019 y realizará una campaña de operación de 360 días durante 18 años totales de operación.

El desarrollo de este proyecto guarda estrecha relación con el plan de Expansión 244 debido al desarrollo de nuevos sectores de traspaso, túneles que conectan este sistema que se ubica en la cota 3500 *m.s.n.m.* con la Planta Concentradora Valle en la cota 2100 *m.s.n.m.*; también se dispondrá de una nueva planta de flotación selectiva en este sector y de una canaleta colectiva en la entrada del túnel 3A que transporta los relaves de las Plantas Concentradoras Cordillera y Valle hasta Ovejería ubicado en las coordenadas 33°1' latitud Sur y 70°48' longitud Oeste en la cota 768 *m.s.n.m.*

Lo anterior abre opciones para el tratamiento de concentrado colectivo generado producto del tratamiento de los SBL en esta nueva planta de flotación selectiva, mientras que para los relaves generados se dispondrá de dos canaletas para transporte hasta Ovejería; la actual de sección transversal $0,8 \times 1,2 \text{ m}^2$ y la canaleta colectiva de $1,5 \times 1,75 \text{ m}^2$.

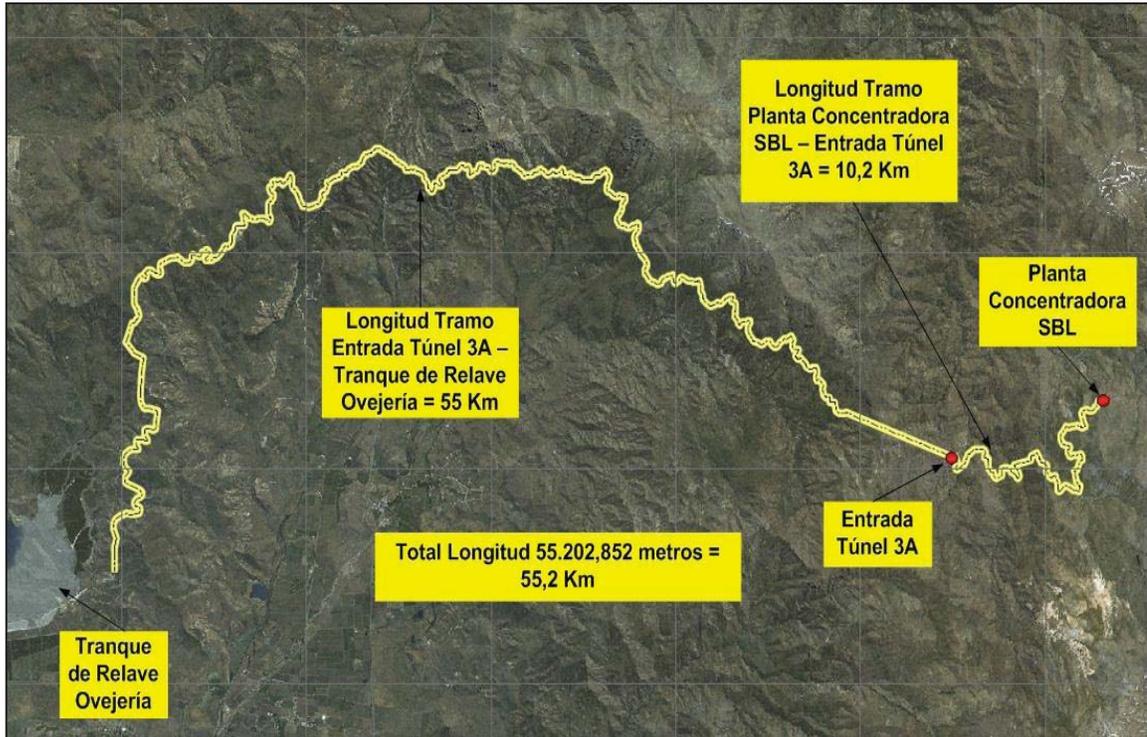


Figura 2-3. Manejo de concentrado y relave.

2.3. Descripción de Tecnologías

2.3.1. Descripción General

Uno de los focos del trabajo realizado fue la búsqueda de nuevas tecnologías para el tratamiento de los sulfuros de baja ley con el objetivo de encontrar alternativas que aporten en aumentar las recuperaciones de cobre y molibdeno, mejoren la eficiencia energética del proceso y disminuyan los costos asociados a obras civiles para instalar los equipos.

Se ha considerado como tecnología convencional los equipos utilizados en las etapas de chancado primario y secundario, clasificación, molienda, cicloneo, flotación rougher y scavenger en celdas convencionales.

En este sentido, se realizó un estudio de benchmarking con las opciones disponibles en el mercado chileno, en las cuales se consideraron equipos para chancado terciario, transporte de mineral, remolienda y flotación de limpieza.

Se concretaron reuniones con los proveedores de productos que resultaron de interés para este estudio con el fin de que proporcionaran información detallada sobre sus innovaciones y la oportunidad de diseñar los equipos en base a pruebas en laboratorio o simulación en software.

Al finalizar esta etapa, se seleccionaron los equipos que respondían a los siguientes criterios: optimización de espacios en el sector cordillera, parámetros de consumo energético, referencias de la tecnología en otras faenas, disponibilidad de equipos para realizar pruebas a escala laboratorio y la factibilidad de ser usados en el proceso.

En base al proceso que se llevo a cabo, se seleccionaron tecnologías de las empresas FLSmidth, Metso y Xstrata Technology, todas estas con una vasta experiencia en el desarrollo de equipos para la minería del cobre y con instalaciones en diversas partes del mundo.

Para la etapa de chancado terciario se decidió utilizar chancadores HPGR. El proceso de molienda por medio de rodillos abrasivos de alta presión puede incrementar la liberación en forma selectiva. La generación de microfisuras en o a lo largo de las superficies del grano mineral colabora en la liberación de los minerales atrapados, más allá de la concentración por gravedad, clasificación o flotación⁽¹⁾.

En cuanto al transporte de mineral la tecnología seleccionada corresponde a Metso Rope Conveyor Cable Belt la cual por su diseño único de transporte es ideal para aplicaciones de larga distancia, donde se requiere realizar curvas verticales y horizontales⁽²⁾. Además, la

empresa cuenta con experiencia en cuanto a la instalación de correas en túneles donde se requiere optimizar el espacio disponible mediante opciones como correas ancladas al techo.

Finalmente, se seleccionaron tecnologías provistas la empresa Xstrata Technology para aplicaciones en remolienda y flotación de limpieza. El molino de remolienda IsaMill™ es un molino de alta intensidad y con alta eficiencia energética que fue desarrollado y probado en aplicaciones metalíferas de alta exigencia ⁽³⁾, mientras que para la etapa de flotación se seleccionó la celda de flotación neumática Jameson debido a su eficiencia, bajo mantenimiento y alta intensidad ⁽⁴⁾.

Para la validación de las tecnologías de remolienda y flotación seleccionadas, se realizaron pruebas exploratorias con los rechazos de testigos de sondaje correspondientes a mineral de baja ley que serán extraídos de la mina a rajo abierto de DAND durante los años 2028 al 2032. El objetivo de estas pruebas fue generar la información requerida para el diseño del flowsheet planteado para el tratamiento del mineral. Además, de lo anterior se diseño un programa de pruebas para la evaluación de la respuesta metalúrgica del mineral en celdas convencionales ante distintos grados de molienda de mineral y para la evaluación del Work Index del mineral, parámetro de particular interés para el diseño de los equipos de molienda. El programa planteado se llevo a cabo en los laboratorios de SGS Lakefield en Santiago de Chile.

Los puntos evaluados en laboratorio son las siguientes:

- Dureza del mineral.
- Efecto de la granulometría en la flotación rougher.
- Remolienda inerte en IsaMill, su efecto en la distribución granulométrica y en la flotación de limpieza.
- Flotación neumática en celda Jameson.
- Espesamiento de relaves.

El detalle de las tecnologías evaluadas en el estudio de Benchmarking se puede encontrar en el anexo B de documentos técnicos, en el capítulo General.

Un resumen de los resultados de los puntos de interés evaluados en laboratorio se presenta en el capítulo 4 de Pruebas de Laboratorio, además, el detalle de estos resultados se puede encontrar en el Anexo B de Documentos Técnicos, en el capítulo Descripción Pruebas de Laboratorio.

2.3.2. Descripción de Tecnologías

I. Molino de Rodillos Abrasivos de Alta Presión HPGR

El molino de rodillos abrasivos de alta presión (HPGR) se introdujo como una nueva tecnología de molienda en 1984. Desde entonces, se instalaron en un amplio número de plantas en todo el mundo, principalmente para el cemento y piedra caliza. En la actualidad, los HPGR comenzaron a aplicarse en plantas de procesamiento de mineral, en su mayor parte para el tratamiento de hierro y diamante. En estas industrias, la aplicación de HPGR abarca desde la trituración de gruesos, por ejemplo, la trituración de tamaños superior a 65 mm , en pebbles de circulación AG hasta la molienda de acabado de material bajo $100\ \mu\text{m}$ y altos valores de Blaine en la preparación de pellet feed.



Figura 2-4. Chancador de Rodillos Abrasivos de Alta Presión HPGR

El proceso de chancado a través de HPGR mejora considerablemente el rendimiento general. Esto da como resultado la creación de una extensa proporción del producto terminado y una reducción en el Índice de Trabajo de Bond correspondiente al mineral tratado.

Principio de Operación

El HPGR utiliza un tipo avanzado de rodillos abrasivos. Contrariamente a los rodillos convencionales para chancado, las partículas se rompen por compresión en un lecho de partículas relleno, y no por medio del prensado directo de las partículas entre los dos rodillos.

Este lecho de partículas se crea por presión entre dos rodillos de rotación opuesta. Entre estos rodillos, se presiona un lecho de partículas a una densidad de hasta 85 % de la densidad real del mineral. Esta compresión se obtiene por medio de la aplicación de alta presión hasta casi 300 MPa; en un proceso que excede la fuerza de compresión del material de alimentación. Durante este proceso de compactación el material se tritura con una distribución de alto tamaño de partícula y con una alta proporción de materiales finos.

El proceso de rotura se puede apreciar en dos etapas diferentes. En la primera etapa, el material que ingresa al espacio ubicado entre los rodillos se somete a una aceleración para alcanzar la velocidad periférica del rodillo. Como resultado del estrechamiento de los rodillos, el material se compacta en forma gradual y las piezas y partículas más grandes se someten a un proceso de triturado previo. Además, se manifiesta un cierto grado de reordenamiento de partículas, que llenan los huecos presentes entre partículas. En la siguiente etapa el material sometido a un triturado previo ingresa a una zona de compactación.

Esta zona involucra un espacio entre rodillos definida por un sector que posee un ángulo de aproximadamente 7°. En esta zona de compresión se aplica la presión. La fuerza de presión actúa principalmente sobre todas las partículas que atraviesan la zona de compresión, a través de contactos de puntos múltiples entre las partículas en el lecho de compresión. Esto da como resultado la desintegración de la mayor parte de las partículas.

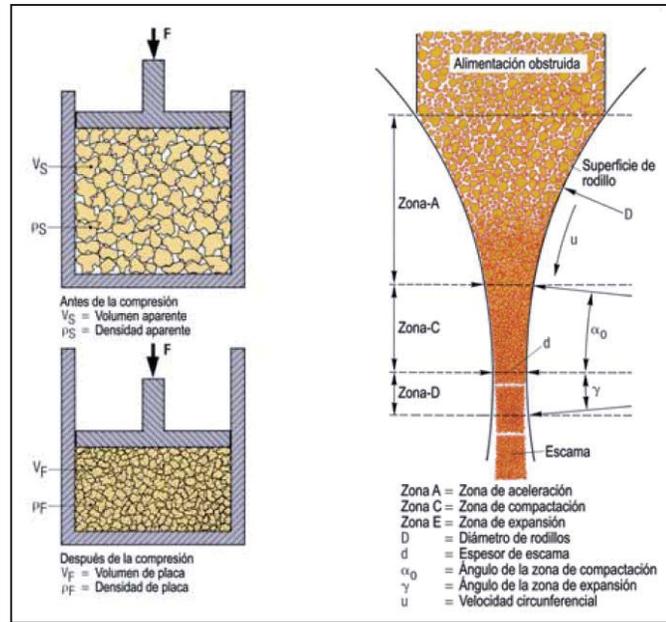


Figura 2-5. Conminución de alta presión y proceso de rotura entre rodillos

Durante el proceso, se generan microfisuras dentro de las partículas, lo que resulta en el debilitamiento de dichas partículas para la siguiente etapa de molienda.

Tamaño de Partícula del Producto

El HPGR es capaz de procesar tamaños de partícula de hasta 80 mm. La esencia del proceso consiste en evitar el triturado de partículas individuales y realizar una molienda por compresión del material en un lecho de partículas.

Un rodillo abrasivo de alta presión produce una distribución una distribución de tamaño de partículas más amplia, y con una mayor cantidad de partículas finas, que la distribución de producida por un chancador terciario. La razón es que la fuerza de compresión no solo actúa sobre el extremo grueso, sino que a lo largo de todo el lecho de partículas, tanto en partículas gruesas como finas, incluidas partículas finas derivadas de las fracciones inicialmente más gruesas. Este efecto depende de las características de un determinado tipo de mineral que resiste a la presión, además del tamaño de rodillos.

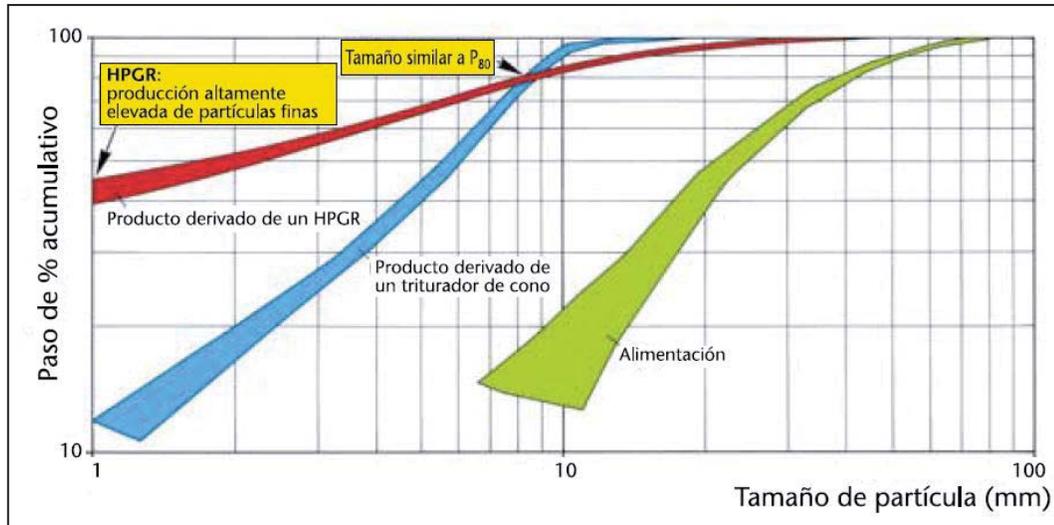


Gráfico 2-1. Distribución de tamaño de partículas HPGR y chancador de cono

Beneficios del HPGR

Los rodillos abrasivos de alta presión ofrecen diversos beneficios a la industria minera, tales como:

- Bajo consumo de energía, entre 0,8 a 3 kWh/t
- Capacidad de procesar mineral húmedos, hasta 10 %
- Requisitos de bajo mantenimiento
- Requisitos de espacio reducido
- Bajo nivel de vibraciones y reducción de ruido
- Alta disponibilidad, sobre 95 %
- Extensa vida útil de la superficie de desgaste, desde 4000 a 36000 hr

Además de los beneficios mencionados, se ha detectado que en aplicaciones donde posterior a la operación con HPGR se manifiesta un proceso de molienda a través de molino de bolas, las microfracturas inducidas generalmente dan por resultado una reducción del Índice de Trabajo de Bond. Para la mayor parte de los minerales, esta reducción oscila entre 10 a 25 %. En combinación con la fracción fina incrementada en el producto derivado de HPGR, el chancado

mejorado dará como resultado considerables ahorros en el costo de energía y reducción del capital de inversión por la reducción del tamaño de equipo requerido para la molienda.

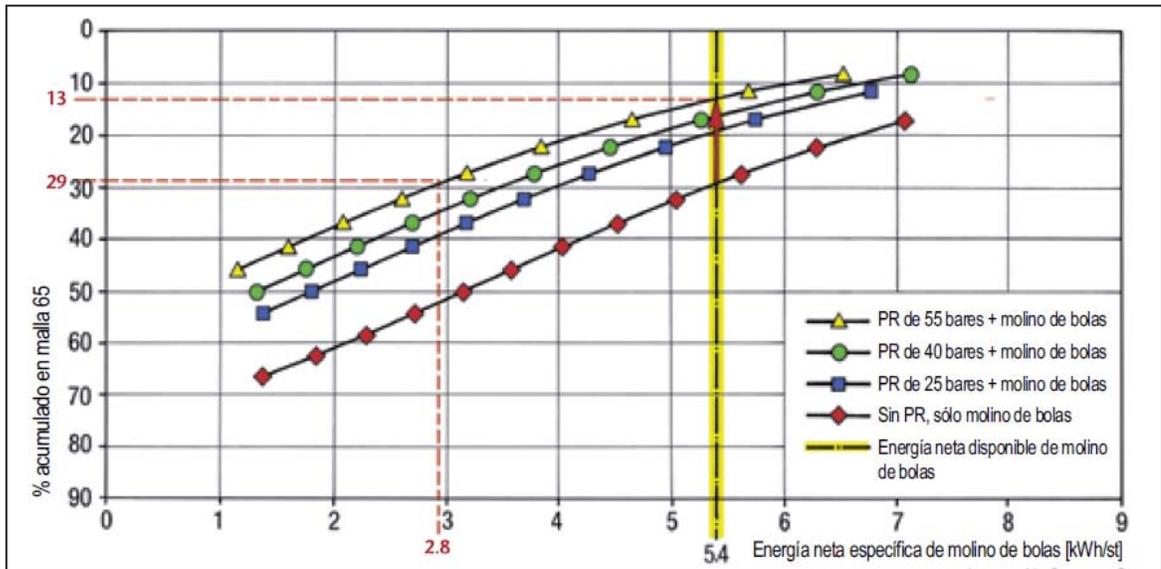


Gráfico 2-2. Curva comparativa de la reducción del Índice de Trabajo de Bond

II. Sistema de Correa Transportadora MRC Cable Belt Metso

La correa de transporte montada en cables Metso Rope Conveyor (MRC) se construye sobre tecnología probada por más de 60 años de experiencia en la operación y transporte de una amplia gama de materiales ⁽⁵⁾.

La principal ventaja del MRC Cable Belt es la capacidad de tratar de forma confiable curvas incluso en tramos de larga distancia y con alta carga de material. MRC es un sistema ideal para ser instalado en lugares con geografía complicada gracias a su sistema de correa elevada sin dañar el medio ambiente y sin la necesidad de instalar estaciones de transferencias intermedias. El equipamiento de MRC es robusto y su diseño está pensado para minimizar el costo de mantenimiento.

El rango de capacidad del sistema alcanza 6000 *mtp*. El concepto del MRC Cable Belt es adecuado para aplicaciones donde la correa de transporte supera 1 *km* de distancia y la topografía o posibles rutas demandan especial cuidado para su selección.

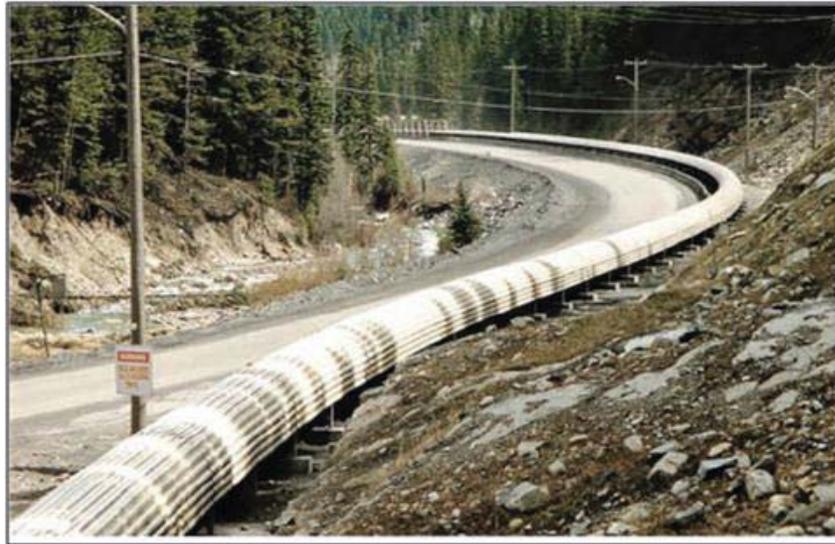


Figura 2-6. Sistema Metso Rope Conveyor Cable Belt.

Características y Beneficios

- Amigable con el medio ambiente
- Bajos costos de operación y mantención
- Bajo poder de instalación
- Largo desde 1000 *m* hasta 50000 *m*.
- Puede manejar curvas horizontales de hasta 400 *m* de diámetro

Radio de Curvatura Mínimo

La introducción a mediados de 1990 de las revolucionarias “Unidades de Correas Curvadas” permitió a MRC Cable Belt transformarse en la correa transportadora capaz de realizar curvaturas de bajo radio sin comprometer la capacidad de diseño o la habilidad de realizar transportes de larga distancia. En cambio, esta habilidad de manejar radios de curvatura bajos permitió una completamente nueva forma de aproximarse al diseño de la ruta óptima de transporte considerando opciones que antes eran imposibles.

El concepto único de MRC Cable Belt de separar los medios de conducción y transporte resulta en la separación de la correa de transporte y los cables conductores en puntos estratégicos para dar control, contener y dirigir los cables a través de estrechas curvas horizontales y verticales. Tradicionalmente, las curvas horizontales y verticales están restringidas por la tensión aparente dentro de la correa transportadora en incrementos a lo largo de su longitud y la topografía correspondiente al suelo. Estas tensiones son particularmente sensibles a la desigualdad de cargas de la cinta transportadora y cargas intermitentes pueden crear problemas sustanciales sobre un transportador convencional.

Mínima Cantidad de Componentes Rotantes

El espacio típico de soportes de MRC Cable Belt son: 6 m en la línea superior, 12 m en la línea de fondo que son comparables con 30 soportes de polines por 30 m.

Los soportadores de rodillos de un transportador convencional están espaciados por 1,2 m en la línea superior y 3 m en la línea inferior, que es igual a 180 soportadores de rodillo en 30 m.

Los soportadores típicos de Pipe Conveyor están espaciados por 1,5 m en la línea superior y 3 m en la línea inferior, lo que implica 180 soportes de rodillos en 30 m.

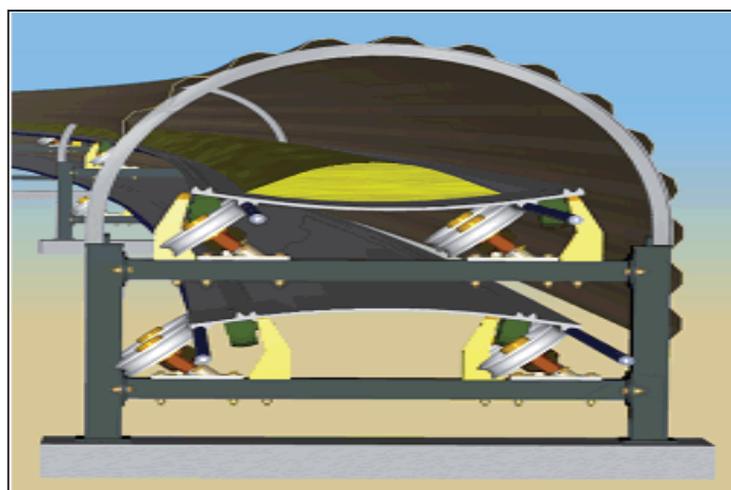


Figura 2-7. Sección transversal del MRC curvada.

III. Molino IsaMill™ Xstrata Technology

El molino IsaMill™ se caracteriza por utilizar más potencia por unidad de volumen que los molinos de bola y los molinos de torre. Esto significa que ocupa poco espacio, se puede instalar fácilmente y el mantenimiento es sencillo.

El IsaMill™ reduce el costo de energía, el costo de los medios de molienda y el costo de capital de la molienda. Por otro lado, la molienda inerte frecuentemente mejora el rendimiento metalúrgico en comparación a los medios de molienda convencionales de acero. El IsaMill™ produce en circuitos abiertos una distribución de tamaño de partículas con una pendiente empinada (alta) sin necesidad de harneros internos o ciclones operando en circuito cerrado. El diseño horizontal tipo “flujo piston” evita los cortocircuitos y proporciona una tecnología robusta y fácil de operar. Esto significa que los circuitos son más simples y fáciles de operar.

El mantenimiento es seguro, sencillo y rápido, un equipo de dos personas puede completar el cambio de los discos y del revestimiento en 8 horas.

El IsaMill™ es utilizado en metales básicos (cobre, plomo, zinc y níquel), metales del grupo platino (rutenio, rodio, paladio, osmio, iridio y platino), aplicaciones industriales y plantas de procesamiento de oro, siendo la elección óptima para:

- Remolienda de Concentrados
- Molienda Fina/Ultra Fina
- Molienda Primaria

Ventajas de IsaMill™

- Eficiencia Energética: Los medios de molienda más pequeños tienen mayor superficie y frecuencia de colisión de medios/partícula haciéndolos más eficientes siempre y cuando puedan romper las partículas gruesas (<0,5 mm). La alta intensidad en el

IsaMill significa que los medios de molienda pequeños pueden romper las partículas gruesas.

- **Mejor Recuperación de Flotación/Lixiviación:** Los medios de molienda inerte producen superficies de mineral limpias y nuevas que con frecuencia mejoran el rendimiento de los procesos posteriores. La elevada pendiente de la distribución de tamaño de partículas también beneficia la recuperación de la flotación y lixiviación ayudando a la vez con las propiedades de manipulación del material.
- **Alta Intensidad, Menor Espacio Ocupado y Distribución de Tamaños del Producto con Pendiente Alta:** El volumen de molienda de IsaMill™ es una décima parte de un molino de bolas o molino de torres. La alta intensidad evita la sobre molienda como resultado de los tiempos de residencia más cortos.
- **Configuración de Circuito Abierto:** La alimentación de IsaMill™ pasa por 8 etapas de molienda consecutivas entre los discos antes de alcanzar el clasificador interno.
- **Manejo Rápido, Fácil y Seguro:** El mantenimiento de IsaMill™ es similar al de una bomba grande. Se sella completamente con componentes reemplazables revestidos de goma y un sello de prensa estopa. Una detención para inspeccionar y reemplazar las partes internas desgastadas, incluyendo revestimientos, demora menos de 8 horas.
- **Gran Escala:** Molinos disponibles desde 75 kW a 8 MW, posibilitando su aplicación a proyectos de pequeño y alto tonelaje.
- **Diseño Horizontal:** Su disposición horizontal permite un diseño tipo “flujo pistón”, lo que evita cortocircuitos y hace que el molino sea mucho menos sensible a las perturbaciones del proceso. Este tipo de diseño permite que el equipo se ponga en marcha con plena carta y facilita sus mantenciones.

- **Bajo Costo de Instalación:** Se requiere de grúas pequeñas y de baja altura y un sencillo para el manejo de los medios de molienda ubicado bajo el piso.
- **Escalamiento Preciso:** Los resultados a nivel de laboratorio y piloto son escalados a tamaño comercial con una precisión del 100 %, ya que se ha probado que el escalamiento de IsaMill™ es 1:1 reduciendo el riesgo del proyecto.



Figura 2-8. Molino de remolienda IsaMill™.

Operación de IsaMill™

El IsaMill™ es un molino horizontal, de gran velocidad, con agitación, que opera con intensidades de potencia hasta 300 MW/m^3 en comparación a los molinos de bolas o los molinos de torre con intensidades menores a 40 MW/m^3 .

Esta alta intensidad del equipo permite procesar partículas gruesas a tamaños de producto fino con medios de molienda pequeños a un alto rendimiento. El resultado es una molienda eficiente y a gran escala tanto para partículas de tamaños gruesos como con tamaños finos.

El IsaMill™ agita los medios con discos giratorios de molienda desechables, revestidos en goma, que están montados en un eje en voladizo. El eje en voladizo, acoplado al motor y a la caja reductora, permite la rápida y sencilla remoción de la cámara de molienda para exponer las partes internas del molino con el fin de realizar el mantenimiento. Un Motor de Arranque

de Resistencia Líquida (LRS) para el motor permite que el IsaMill™ pueda partir con carga. Las bridas (“flanges”) de alimentación y de descarga y la carcasa del equipo están revestidos de goma y su mantenimiento es sencillo.

Los discos del IsaMill™ alcanzan una velocidad periférica de 19 a 22 m/s dependiendo de la aplicación. Los discos agitan los medios de molienda, que tienen un tamaño entre 1,5 a 6 mm, para moler la pulpa de alimentación. El separador de producto retiene los medios en el equipo al centrifugarlo primero y después bombearlo de regreso al extremo de alimentación del IsaMill™. Las partículas alimentadas tienen que pasar a través de discos de molienda consecutivos, efectivamente 8 etapas de molienda en serie antes de que una partícula llegue al separador de producto.

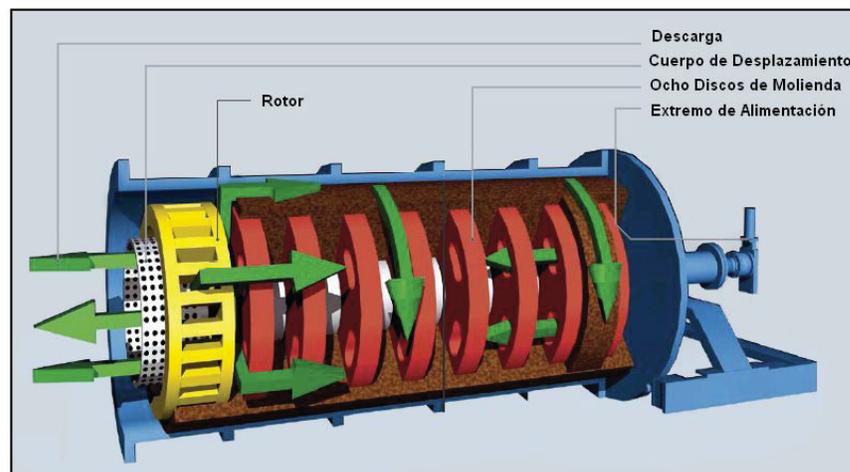


Figura 2-9. Vista interior molino IsaMill™.

IV. Celda Jameson Xstrata Technology

La tecnología de Celda Jameson fue inventada a fines de 1980 para superar las desventajas de diseño y operación de la columna y celdas convencionales. A partir de su primera instalación comercial en 1989 fue mejorada en forma continua para hacerla más robusta y fácil de usar. La última celda Jameson Mark IV combina las ventajas originales de un tamaño de burbuja pequeño y una pequeña huella con los diseños de baja mantención y fáciles de operar.

La Celda Jameson es un proceso de flotación innovador accionado por la mecánica de fluido. Las ventajas de la moderna Celda Jameson son:

- Generación constante de finas burbujas sin el requerimiento de equipos externos o micro-burbujeadores.
- Mezcla intensa con pequeñas burbujas para lograr una rápida flotación sin agitación mecánica.
- Alto rendimiento en estanques pequeños.
- Lavado de espuma para maximizar la ley de concentrado en una sola etapa de flotación.
- Rápida respuesta y fácil control de procesos para una amplia gama de leyes y recuperaciones de producto.
- Operación y rendimiento constantes sin importar los cambios en el flujo de alimentación.
- No hay piezas en movimiento, simple de instalar y mantener con excelente disponibilidad.

La Celda Jameson puede tratar una gran cantidad de material en una pequeña huella. Los diseños de la celda son flexibles y se adaptan a diversas industrias, haciéndola ideal para cualquier nuevo proyecto y es una gran opción para expansiones de plantas de bajo costo.

Ventajas de la Celda Jameson

- Alta Productividad en una Pequeña Huella: La generación constante de burbujas produce un área superficial de burbujas significativamente mayor para la flotación que las tecnologías alternativas. Su alta capacidad de transporte permite tratar grandes tonelajes en un pequeño volumen.
- Altas Leyes de Concentrado: Las finas burbujas de aire, el intenso mezclado, la alta carga de burbujas y el eficiente lavado de la espuma garantizan concentrados de ley superior en comparación con las celdas mecánicas. Las partículas liberadas y de

flotación rápida pueden recuperarse en un concentrado final en un solo paso, transformando los diseños de los diagramas de flujo tradicionales.

- **Fácil de Ajustar y Rápida Respuesta:** Una alta intensidad significa una cinética y menor tiempo requerido para alcanzar un estado estable después de los cambios del proceso.
- **Operación Estable:** La Celda Jameson alcanza rápidamente el equilibrio y puede continuar operando si el suministro de alimentación se interrumpe. La recirculación de relaves elimina los efectos negativos de la fluctuación del flujo de alimentación para generar un flujo constante en el tubo de descenso, un rendimiento estable y una partida simple. La celda opera a una presión constante y la acción hidrodinámica dentro del tubo de descenso, la cual es fundamental para la recolección de partículas, siempre es consistente.
- **Mínimo Mantenimiento – Alta Disponibilidad:** No hay piezas en movimiento y el no suministro externo de aire hace que su mantenimiento sea sencillo y de bajo costo. El componente de mayor desgaste, el orificio del lente de pulpa, tiene una vida útil de 5 años. La mantención del tubo de descenso puede realizarse mientras la celda está funcionando y en menos de 10 minutos.
- **Fácil de Instalar y Poner en Servicio:** No existen rotores, compresores o sopladores que se deban instalar u operar. Una bomba de alimentación es el único equipo que requiere energía. La puesta en servicio es rápida y sencilla. La celda puede llegar a su capacidad de diseño en forma rápida después de su puesta en servicio.
- **Diseño de la Celda Flexible:** Las celdas están dimensionadas para trabajar con el caudal de diseño en base al número de tubos de descenso. El estanque puede diseñarse para adaptarse a espacios reducidos, haciéndolo ideal para proyectos de modernización, reemplazo y expansión. Los materiales de construcción son flexibles y las celdas pueden fabricarse según las necesidades del cliente y de la aplicación.

Principios de Operación

En la Celda Jameson, el contacto de burbujas y partículas se produce en el tubo de descenso. El papel del estanque es la separación de la espuma de la pulpa y puede incorporar lavado de la espuma para ayudar a obtener la ley del producto.

Sin agitadores, ni sopladores o compresores, la instalación de la Celda Jameson es sencilla y su operación es extremadamente eficaz en consumo de energía. El consumo de energía es mucho menor que en una celda de flotación equivalente mecánica o de columna. La energía para flotación se entrega de manera sencilla por una bomba de alimentación convencional.

El rendimiento óptimo de la Celda Jameson se mantiene mediante la entrega de un caudal volumétrico constante de pulpa en cada tubo de descenso. Aunque las plantas de operación experimenten flujos de proceso fluctuantes, la Celda Jameson está equipada con un sistema de recirculación que compensan automáticamente las variaciones en la alimentación. Además de mantener una operación constante y óptima en el tubo de descenso, la recirculación de relaves mejora el rendimiento metalúrgico al dar a las partículas múltiples “pasadas” por la zona de contacto del tubo de descenso. La capacidad de la Celda Jameson para entregar una mejor selectividad y controlar el arrastre significa que la ley del producto no se ve afectada.



Figura 2-10. Celda de flotación Jameson.

3. Recursos Minerales

3.1. Descripción General

El siguiente capítulo se basa en la información disponible en el Estudio de Prefactibilidad Procesamiento de Minerales Sulfurados de Baja Ley⁽⁶⁾

En este se describen los cuerpos mineralizados, litologías y alteraciones litológicas del sector identificando su participación en el Plan de Desarrollo Andina Fase II que se tenía en cuenta en el año 2008, fecha en que se realizó el estudio.

Antecedentes relacionados a las cinéticas de flotación de los sulfuros de baja ley y participación por Unidades Geometalúrgicas de Recuperación (UGM Rec) según el plan minero “Plan Nuevo Traspaso 2018” (PNT 2018) se podrán encontrar en el Anexo D – Antecedentes Previos.

Respecto a los ritmos de producción para el dimensionamiento de la Planta Concentradora SBL, en el Anexo E – Estudios Preliminares se presenta un estudio de los planes mineros PNT 2018 y Plan de Negocios y Desarrollo 2012 (PND 2012) donde se especifican los criterios para determinar el ritmo de tratamiento en ambos planes.

3.2. Geología del Yacimiento

El yacimiento Río Blanco – Los Bronces corresponde al tipo pórfido de cobre y molibdeno, se ubica en el sector de las nacientes de los ríos Blanco y San Francisco.

Se identifican tres cuerpos mineralizados en el distrito, correspondientes a un solo yacimiento, en el que ocurren varios pulsos de mineralización y los cuerpos mineralizados son truncados por intrusiones post-mineral de carácter estéril. Se distinguen tres cuerpos mineralizados principales denominados Río Blanco, Don Luis y Sur Sur.

Respecto a los sulfuros de baja ley, los antecedentes indican que las zonas presentan menor presencia de mineralización, con leyes promedio bajo 0,5% de CuT y decrecen hacia los márgenes del yacimiento.

En la zona marginal, las características de las unidades litológicas son similares a las observadas en la parte central del yacimiento, con una mayor predominancia de las rocas de caja. La mayor diferencia corresponde a la intensidad de mineralización que decrece ostensiblemente hacia los bordes del sistema.

El ámbito geológico se caracteriza por un predominio de rocas granodioríticas en los sectores Río Blanco – Don Luis y a brechas y granodioritas en el sector Sur Sur.

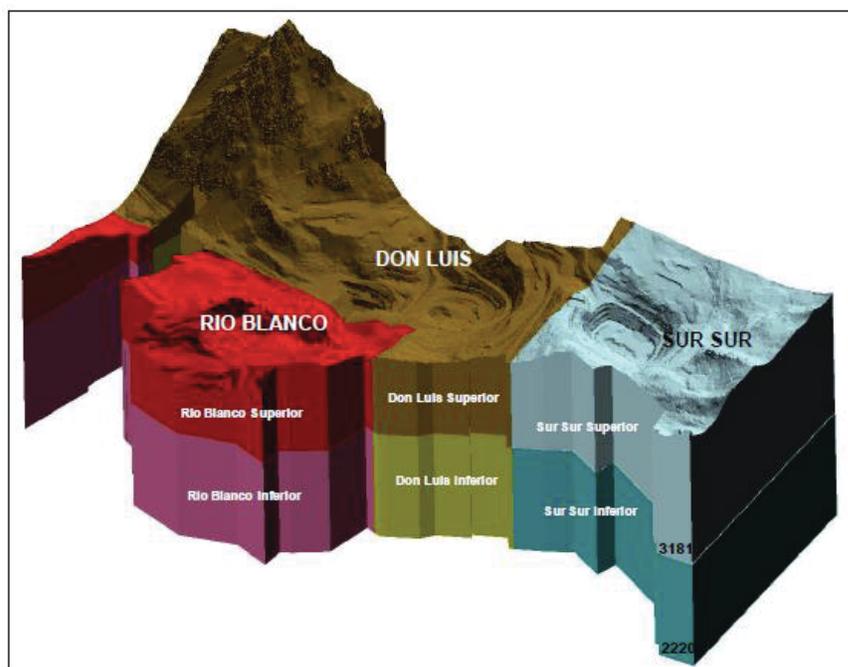


Figura 3-1. Vista del yacimiento y sectores Río Blanco, Don Luis y Sur Sur

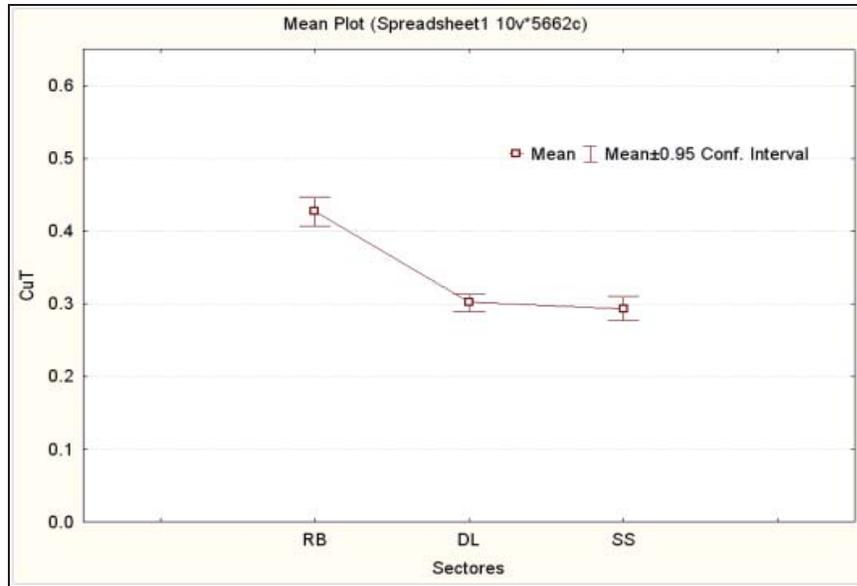


Gráfico 3-1. Leyes de cobre por sector.

Como primera aproximación a la participación de los cuerpos mineralizados y de las unidades litológicas del yacimiento Río Blanco en el plan minero PDA Fase II definidos como SBL se cuenta con la información del estudio de Prefactibilidad de Procesamiento de Minerales Sulfurados de Baja Ley del año 2008:

Sector	%
Río Blanco	33,5
Don Luis	51,5
Sur Sur	14,9
Total	100,0

Tabla 3-1. Tabla resumen porcentaje participación de SBL por sector.

Unidad Litológica	%
Granodioritas	43
Pórfidos	34
Andesitas	10

Tabla 3-2. Tabla resumen porcentaje participación unidades litológicas.

La información detallada se puede encontrar en la Gráfico 3-2:

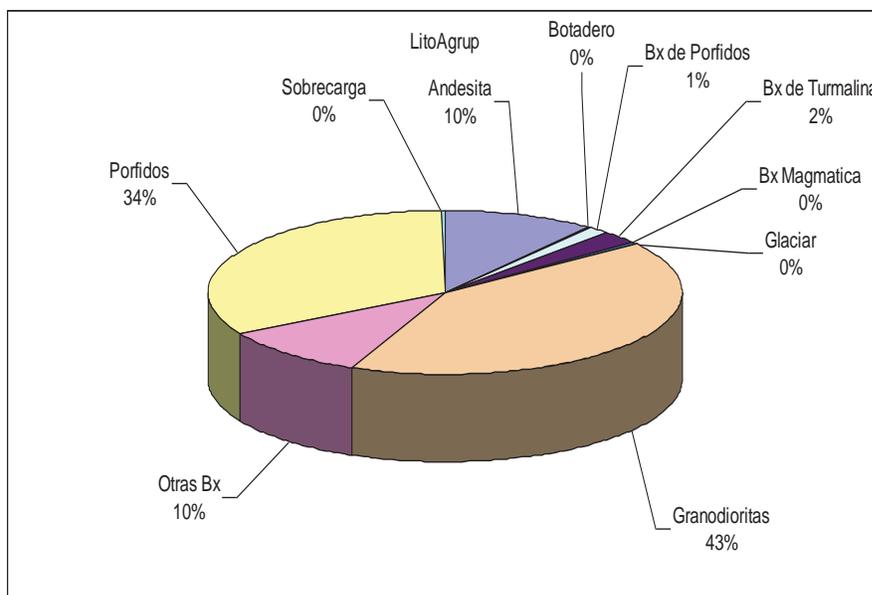


Gráfico 3-2. Resumen tonelaje de SBL por unidad litológica PDA Fase II.

3.2.1. Sector Río Blanco

El Río Blanco se ubica en el extremo Noroeste del yacimiento Río Blanco y comprende la actual faena de explotación subterránea de División Andina.

Este sector corresponde a un cuerpo mineralizado elongado de en dirección N30°W, de aproximadamente 1500 m y ancho variable entre 250 y 800 m, con extensión en la vertical de 1400 m entre las cotas 3900 m.s.n.m. hasta bajo el nivel 30 en la cota 2520 m.s.n.m.

En el caso de los recursos de baja ley presentes en este sector, los sondajes reconocen una distribución de borde al cuerpo mineralizado, las unidades de mayor volumen son la Andesita (AND) y la Granodiorita Río Blanco (GDRB).

- **Litología, Mineralización y Alteraciones**

Los tipos litológicos en el sector Río Blanco para los recursos de baja ley corresponden a Granodioritas en un 54 % de la totalidad que incluyen a Granodioritas Río Blanco (GDRB) y Granodioritas Cascada (GDCC), Andesita (AND) en un 20 %, Pórfidos en un 22 % que

incluyen Pórfidos Feldespáticos (PFELD) y Pórfido Dacítico Don Luis (PDL), Brecha con Matriz de Polvo de Roca (BXPR) y Brecha Biotita (BxB).

Granodioritas

Mineralización consistente en calcopirita, pirita, especularita, magnetita, molibdenita y localmente bornita. La relación entre calcopirita y pirita es 7:3. Predomina la ocurrencia de mineralización diseminada sobre vetillas. La principal alteración en esta roca es de carácter potásico en su porción central, con cierto grado de propilitización hacia la periferia con clorita y escasa epidota. En general en ambas alteraciones se presenta en ambas alteraciones se presenta una sobreimposición cuarzo – sercítica.

Andesita

Mineralización consiste en calcopirita, pirita, molibdenita y subordinadamente magnetita, hematita, cuarzo y carbonatos. La proporción promedio entre calcopirita y pirita es de 8:2, predominando la ocurrencia en forma diseminada por sobre las vetillas (7:3). Presenta una alteración potásica, a la cual, en su parte superior, se sobreimpone una alteración cuarzo – sercítica.

Pórfido Don Luis

No presenta mineralización en su parte superior, correspondiendo a un episodio intrusivo post-mineralización principal. Bajo grado de alteración, de características potásicas en profundidad por la presencia de ortoclasa y de propilitización hacia niveles superiores (asociación clorita – epidota).

Brecha Magmática de Granodiorita

La mineralización que presenta es calcopirita y bornita, ocurriendo en general en forma diseminada. La ocurrencia de tipo diseminada con respecto a las vetillas es de 7:3, mientras

que la razón entre la calcopirita y la pirita es 8:2. Dominio de alteración potásica, observándose una débil sobreimposición cuarzo – sercítica hacia las zonas superiores.

Brecha de Turmalina

Se reconoce en la mineralización pirita, calcopirita, molibdenita y, como accesorios, magnetita, hematita y carbonatos. La relación promedio entre calcopirita y pirita es de 7:3. Predomina la alteración cuarzo – sercítica moderada a fuerte.

En cuanto a las asociaciones de menas presentes en este tipo de litologías de sulfuros de baja ley, la información macroscópica indica que las mineralogías principales en este sector son la asociación pirita – calcopirita, nula presencia de calcosina – covelina y trazas de sulfosales de cobre (tetrahedrita – tenantita).

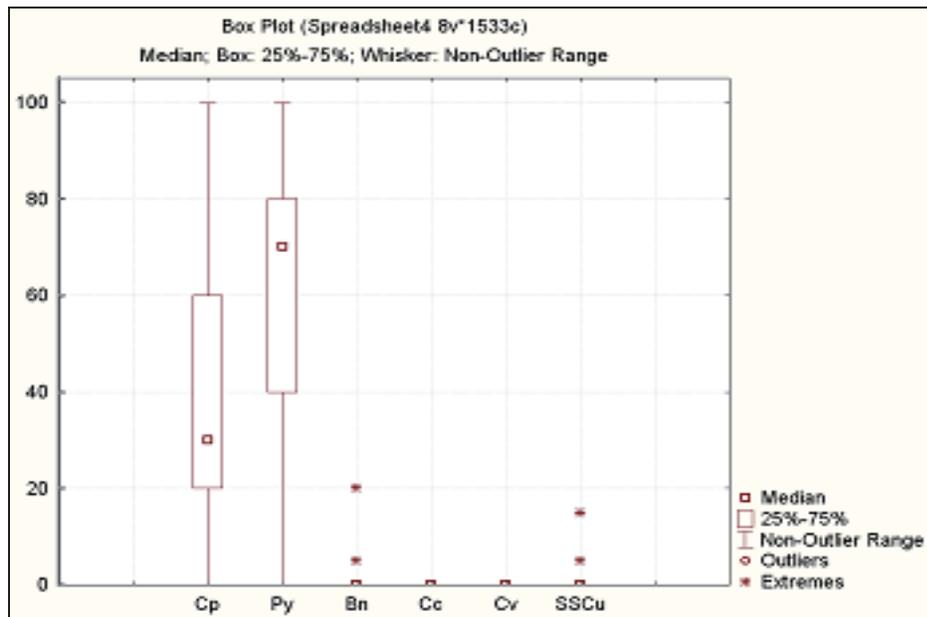


Gráfico 3-3. Relación de mena información de mapeo – Sector Río Blanco

En cuanto a la participación de las diferentes unidades litológicas respecto del plan minero PDA Fase II, en este sector se visualiza la participación constante de la granodiorita, aumentando su tonelaje entre los años 2020 y 2033, en cambio la andesita participa en forma

importante desde el 2011 al 2024, mientras que el pórfido participa en forma importante en dos períodos, desde el año 2016 al 2018 y los años 2022 a 2035.

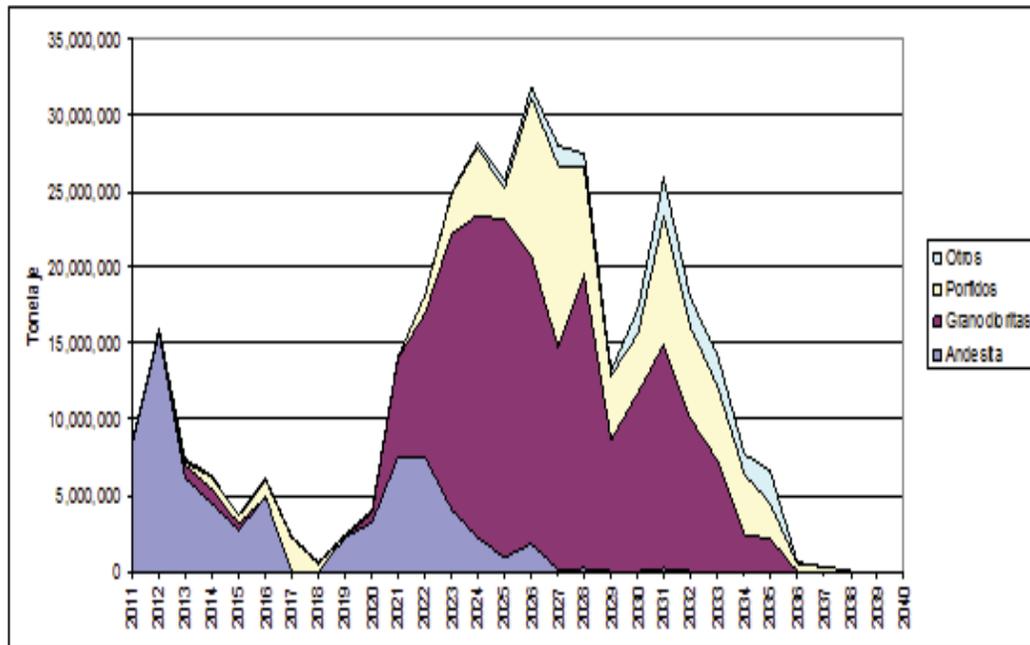


Gráfico 3-4. Participación de litología por año PDA Fase II – Sector Río Blanco.

3.2.2. Sector Don Luis

El sector Don Luis se ubica en el borde oriental del yacimiento Río Blanco y su explotación se desarrolla a cielo abierto, como continuidad hacia el norte del rajo Sur Sur.

Este sector comprende una extensa zona que abarca 2000 m de longitud con un ancho variable entre 600 a 800 m. Actualmente en la vertical se reconoce mineralización desde la cota 3800 m.s.n.m. y se prolonga más abajo del nivel 30 en la cota 2520 m.s.n.m. lo que constituye una altura superior a 1300 m.

- **Litología, Mineralización y Alteración**

Los tipos litológicos principales en el sector Don Luis, para los recursos de baja ley, corresponden a Granodiorita en un 39 %, que incluyen Granodioritas Río Blanco y

Granodioritas Cascada, Andesitas en un 7 %, Pórfidos en un 48 %, que incluyen los Pórfidos Feldespáticos y Dacítico Don Luis, Brechas con Matriz de Polvo de Roca y de Biotita.

Granodioritas

Son unidades preminerales que presentan brechizaciones, disseminaciones y vetillas de calcopirita, bornita y molibdeno en cantidades variables constituyéndose en una de las principales rocas huéspedes del yacimiento Río Blanco.

Granodioritas Río Blanco (GDRB) y Granodioritas Cascada (GDCC)

Las unidades GDRB y GDCC están afectadas principalmente por alteración cuarzo – serécítica y potásica de biotita en diversos grados de intensidad. La GDCC presenta una mineralización consistente en calcopirita, pirita, especularita, magnetita, molibdenita y localmente bornita, la cual se incrementa en profundidad. La relación entre calcopirita y pirita es en promedio 7:3. Predomina la ocurrencia de mineralización disseminada sobre las vetillas. La alteración es de carácter potásico en su porción central, con cierto grado de propilitización hacia la periferia-bordes. En general en ambas alteraciones se presenta una superposición cuarzo – serécítica.

Diorita (Dior)

En general no presenta mineralización muy importante y constituye el límite oriental de mineralización del sector. El contenido de cobre es considerablemente más bajo que en la GDRB y GDCC, alcanzando contenidos promedio de 0,72 % CuT.

Andesita

Su mineralización consiste en calcopirita, pirita, molibdenita y subordinadamente calcosina, magnetita, hematita, cuarzo y carbonatos. La proporción promedio entre calcopirita y pirita es

de 5:5, predominando la forma diseminada por sobre las vetillas (7:3). Presenta una alteración potásica, a la cual, en su parte superior, se sobreimpone una alteración cuarzo – serécítica.

Pórfido Don Luis (PDL)

El PDL y PFELD presentan contenidos promedios de cobre más bajos que las granodioritas. Las leyes de cobre y molibdeno son irregulares alcanzando contenidos de 0,49 % y 0,51 % de CuT y de 0,0015 y 0,0013 % de Mo para el PDL y PFELD respectivamente. En sectores profundos se observa puntualmente que el PDL tiene un incremento en el contenido de calcopirita, bornita y molibdenita formando tramos pequeños con leyes entre 0,76 a 1,0 % de CuT.

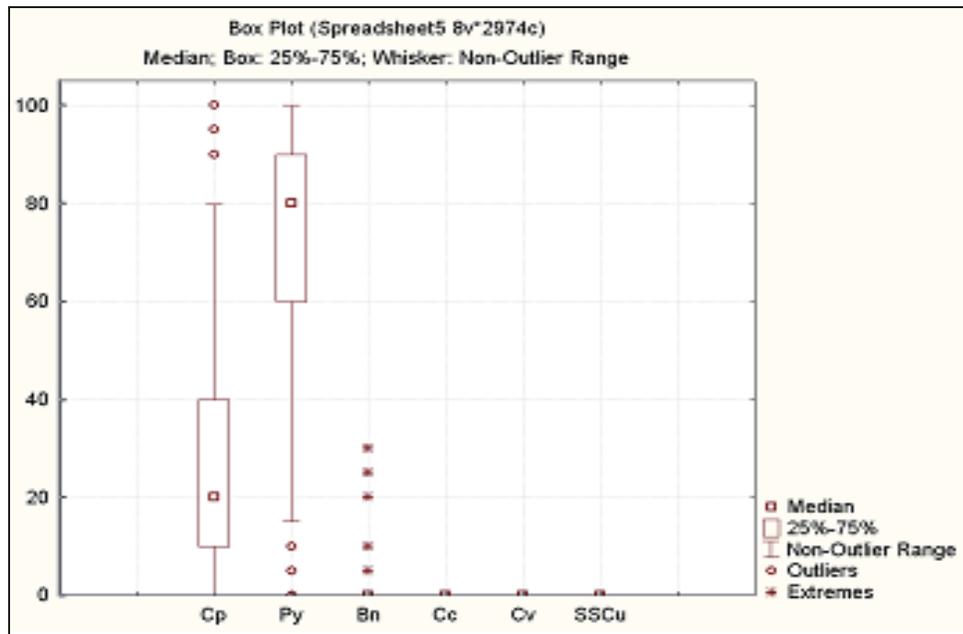


Gráfico 3-5. Relación de mena información de mapeo - Sector Don Luis.

En cuanto a la participación de las diferentes unidades litológicas respecto del plan minero PDA Fase II, en este sector se visualiza la participación de la granodiorita, especialmente entre los años 2011 - 2020, la andesita participa en menor proporción desde el 2011 al 2023, mientras que el pórfido participa en forma importante desde el año 2017 al 2035.

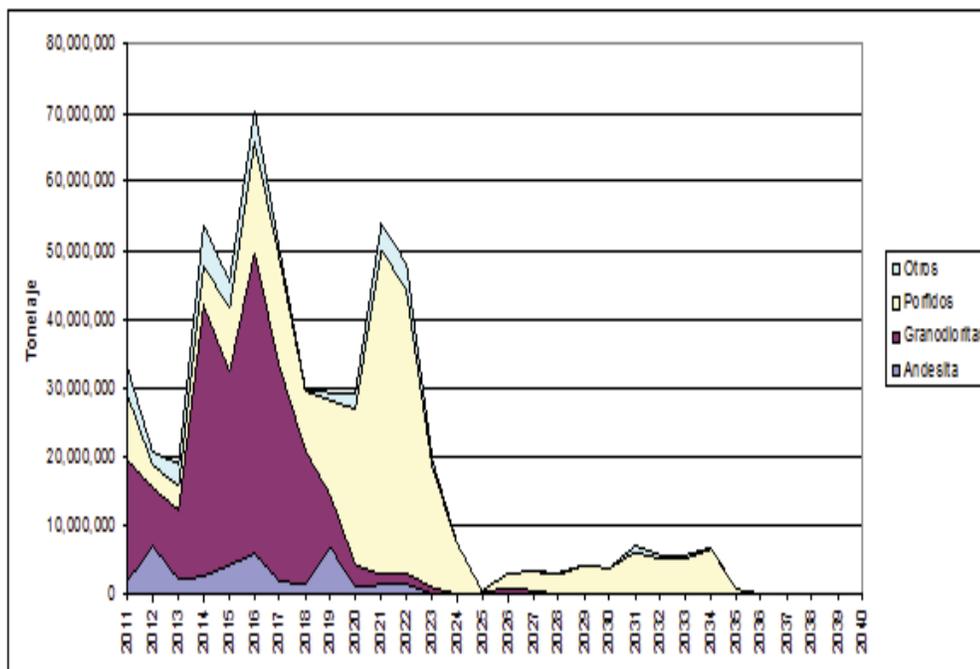


Gráfico 3-6. Participación de litología por año PDA Fase II – Sector Don Luis.

3.2.3. Sector Sur Sur

El sector Sur Sur comprende una extensa área elongada en dirección norte – sur, por espacio de 1000 m y ancho promedio de 600 m. En la vertical se reconoce desde la cota 4200 m.s.n.m. hasta el nivel 26 en la cota 2720 m.s.n.m. lo que constituye una columna mineralizada de 1500 m. Cabe destacar que no ha sido determinado el límite de la mineralización en profundidad.

Se encuentra 1500 m al sur de la explotación subterránea, separada por el flanco oriental del pórfido Don Luis. En este sector se desarrolló una explotación a cielo abierto, la cual a la fecha se encuentra finalizada.

En el caso de los recursos de baja ley presentes en este sector, los sondajes de la actual campaña reconocen como las unidades de mayor volumen a la Brecha Monolito (BXMN), la brecha de matriz turmalina (BXT) y la Granodiorita Cascada (GDCC).

- **Litología, mineralización y alteración**

Las unidades litológicas reconocidas en el sector Sur Sur corresponden a Granodiorita Cascada (GDCC), Pórfido Don Luis (PDL), Brecha de Turmalina (BXT), Brecha Magmática (BXM), Brecha de Polvo de Roca (BXT_o), Brecha Monolito (BXM_n), Brecha de Polvo de Roca y Turmalina (BCTT_o) y Brechas de Pórfido Don Luis (BXPDL).

Granodiorita Cascada (GDCC)

La mineralogía de cobre y molibdeno se encuentra en bajas concentraciones y se restringe a la presencia de calcopirita y molibdenita respectivamente. Entre la ganga se reconoce pirita, especularita, magnetita, cuarzo y siderita. La alteración predominante en los sectores más periféricos es de tipo clorita – epidota en forma diseminada de vetillas. En ocasiones se reconoce una alteración de cuarzo – sericita moderada a débil.

Pórfido Don Luis

En esta unidad se reconoció mineralización económicamente de interés, observándose ocasionalmente presencia de calcopirita pero en concentraciones bajas. La principal alteración reconocida es del tipo potásico a la cual en ocasiones se sobreimpone una alteración cuarzo – sericita de intensidad variable.

Brechas de Turmalina Sur Sur (BxT)

La mineralización de cobre y molibdeno, generalmente diseminada en la matriz, está representada por calcopirita y molibdenita y se encuentra en forma diseminada en los fragmentos de la brecha y en cúmulos en la matriz de esta. También se observan episodios de mineralización post – brechización que cortan ambos componentes de la brecha en forma de vetilla con halos de cuarzo y sericita y contenidos de pirita y calcopirita variables. La calcopirita es el sulfuro más abundante, con cantidades menores de pirita, bornita y molibdenita.

Brecha Magmática (BxMGD)

La mineralogía reconocida está representada principalmente por una asociación de minerales primarios representados por calcopirita, pirita y en menor proporción bornita y molibdenita. La unidad se caracteriza por las asociaciones calcopirita, bornita y molibdenita. La mineralización se presenta diseminada en la matriz de las brechas y en casos esporádicos en cúmulos. La alteración de esta unidad se caracteriza por una intensa biotización que define para dicha unidad una alteración potásica.

Brecha Polvo de Roca (BxTo)

El grado de mineralización de esta brecha es inferior a 0,5 % de Cu, no obstante se reconocen sectores, por lo general asociados al contacto con la brecha de turmalina, así como a estructuras, con altas concentraciones de cobre y molibdeno, aunque de extensión restringida. Su alteración es asociada a la presencia de cuarzo – sericita afectando a los fragmentos y matriz con igual intensidad y en forma pervasiva.

Brecha de Monolito (BxMn)

Constituye un tipo de roca relativamente estéril en concentraciones de cobre y molibdeno, representando el límite occidental de la mineralización del área.

Brecha Polvo de Roca con Turmalina (BxTTo)

Contiene proporciones muy inferiores de sulfuros de cobre y hierro, cuarzo, magnetita, con tazas de clorita y siderita, predomina sobre el polvo de roca.

Las asociaciones de menas presentes en este tipo de litologías asociadas a sulfuros de baja ley en este sector son la asociación calcopirita – pirita y nula presencia de bornita, calcosina – covelina y sulfosales de cobre (tetrahedrita – tenantita).

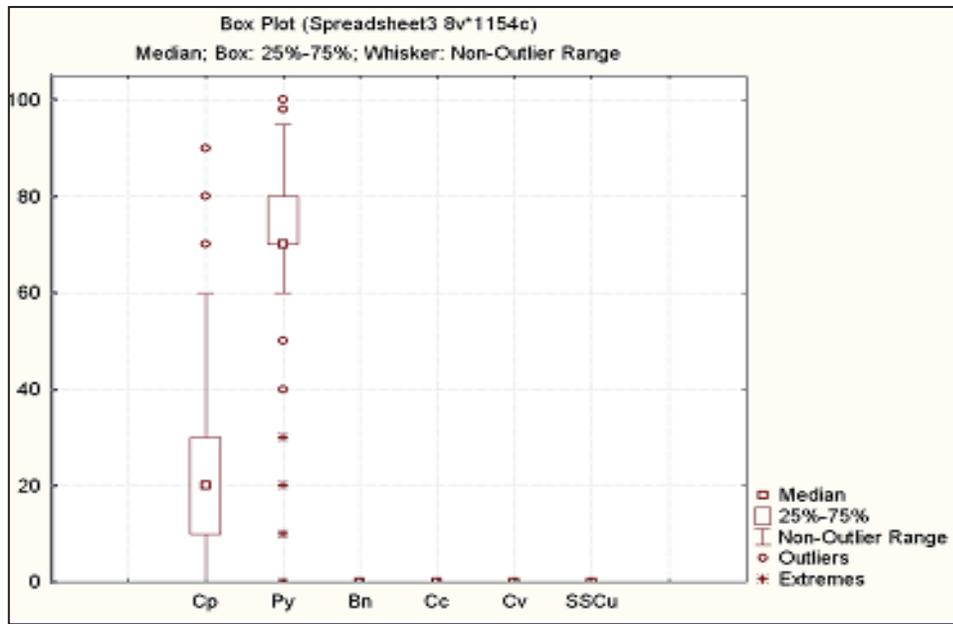


Gráfico 3-7. Relación de mena información mapeo – Sector Sur Sur.

En cuanto a la participación de las diferentes unidades litológicas respecto del plan minero PDA Fase II, en este sector se visualiza la participación de la granodiorita, especialmente entre los años 2011 a 2016, la andesita y pórfidos participan en menor proporción, mientras que otras Brechas participan en forma importante desde el año 2011 al 2016.

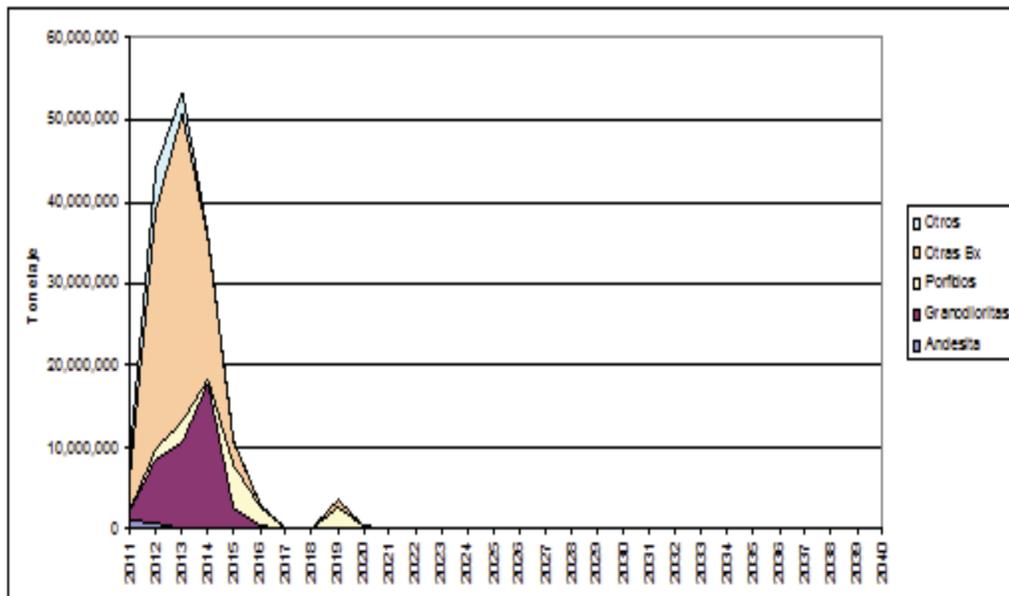


Gráfico 3-8. Participación de litologías por año PDA Fase II – Sector Sur Sur.

3.3. Definición de Unidades Geometalúrgicas RecCu

Para relacionar la recuperación de cobre mediante flotación rougher con las ocurrencias mineralógicas de los sulfuros presentes y a la intensidad de la alteración supérgena, se definen cinco zonas características como unidades geometalúrgicas de recuperación de cobre (UGM RecCu) del modelo geometalúrgico. Para concluir lo anterior, se ha reconocido que los resultados de las flotaciones rougher en términos de recuperación de cobre disminuyen ante las siguientes variables:

- Aumento de mineralización diseminada de sulfuros de cobre y hierro en desmedro de ocurrencias en vetillas, cúmulos y sulfuros en matriz de brechas. La unidad litológica de pórfido presenta mayoritariamente estas características de ocurrencia respecto de otras unidades litológicas donde esta ocurrencia se encuentra presente, pero en forma subordinada.
- Aumento en minerales supérgenos, probablemente asociados con la presencia de óxidos de hierro, arcillas y en forma subordinada calcosina.

A continuación se realiza una breve descripción de cada una de estas cinco UGM:

UGM-1: Roca primaria, contiene a todas las unidades litológicas bajo el techo de anhidrita (superficie geotécnica Primario - Secundario), exceptuando a todos los pórfidos. En esta unidad se encuentra en forma dominante las ocurrencias de vetillas aisladas y enrejados de vetillas, cúmulos y sulfuros masivos en matriz de brechas. Esta unidad no presenta efecto de alteraciones supérgena.

UGM-2: Roca secundaria con bajo efecto de alteraciones supérgena, con contenidos de limonita menores al 0,5% del total de la roca. Presenta fracturas abiertas y abarca a todas las unidades litológicas sobre el techo de anhidrita y bajo la superficie del piso de limonita y arcillas supérgenas, exceptuando el sector de rocas estériles (chimenea riolítica y chimenea dacítica).

UGM-3: Pórfidos en roca primaria, donde la ocurrencia principal es de sulfuros diseminados muy finos. Esta unidad, asociadas a zonas de baja ley de cobre, está debajo del techo de anhidrita.

UMG-4: Roca secundaria con mayor efecto de alteración supérgena. Presenta evidencias de escurrimiento frecuentes de agua desde superficie, limonitas (jarosita-goethita-hematita) mayores a 0,5% del total de la roca y eventualmente algún grado de enriquecimiento secundario. Su alteración principal es cuarzo-sericítica con sectores restringidos con alteraciones argílica-sericítica. Esta unidad abarca todas la unidades litológicas sobre el piso de limonitas y arcillas supérgenas, exceptuando el sector de rocas estériles (chimeneas riolíticas y dacíticas).

UGM-5: Incluye las unidades chimeneas riolíticas y dacíticas (CHRIOL y CHDAC) con sus respectivas brechas asociadas (brechas de turmalina chimenea riolítica y dacítica). Corresponden a unidades estériles o de muy baja ley.

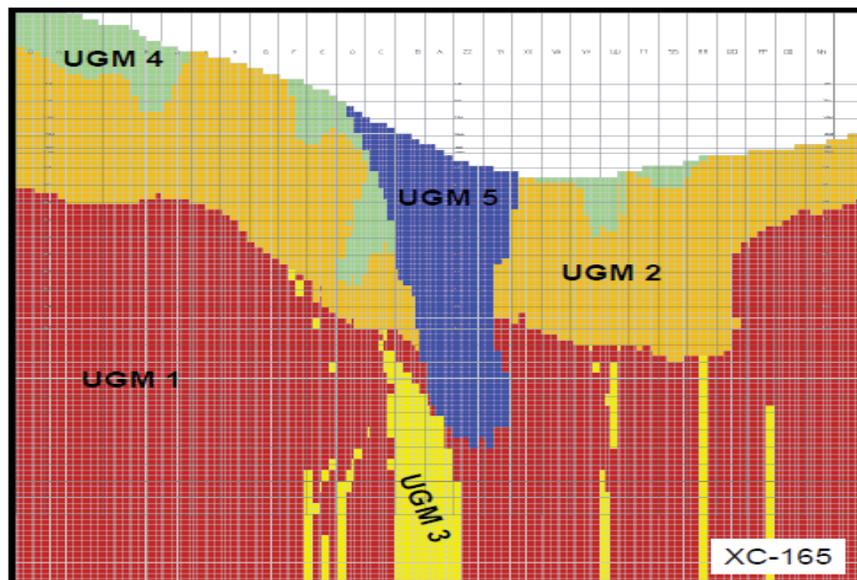


Figura 3-2. Sección esquemática definición de UGM RecCu

Estas unidades serán de suma importancia para la determinación de muestras a usar en el plan de pruebas de laboratorio, ya que se decidió caracterizar las UGM 2 y 4 que son las que

aportan mayor cantidad de material al plan de tratamiento de la Planta Concentradora SBL, destacando su participación la UGM 2 con un 67,4 % del total del recurso según el plan minero PNT 2018.

Información referente al tonelaje aportado, leyes de CuT, Mo, gravedad específica e índice de trabajo se encuentra disponible en el Anexo D – Antecedente Previos.

3.4. Granulometrías Lastre ROM

En el contexto de expansión a 244 *ktpd* de División Andina no se contempla aún la inclusión de una planta concentradora para tratar los sulfuros de baja ley por lo cual las referencias con que se cuenta son entorno a los estudios que se han hecho sobre la depositación de lastre en botadero. Este material de baja ley, resulta de la roca recién tronada proveniente del rajo Don Luis el que es luego transportado mediante camiones de alto tonelaje y volteado a los distintos botaderos.

Al respecto, se cuenta con los resultados de ensayos granulométricos realizados sobre distintas muestras de lastre. Las curvas granulométricas, cortadas en distintas mallas, comprenden los resultados obtenidos de tronaduras, de granulometrías digitales tomadas in situ, y de muestras obtenidas en calicatas superficiales excavadas en los depósitos existentes.

El análisis de resultados permite concluir que el material lastre ROM corresponde a un material granular grueso, de clastos angulares, con porcentaje sobretamaño (material sobre 3 *plg*) variables desde 15 % a más de 50 %, y con un tamaño máximo entre 305 *mm* y 356 *mm*. El material bajo 76 *mm* se espera que en general presente un bajo contenido de finos, entre 2 % y 10 %, y solo excepcionalmente llegue a valores superiores al 15 %.

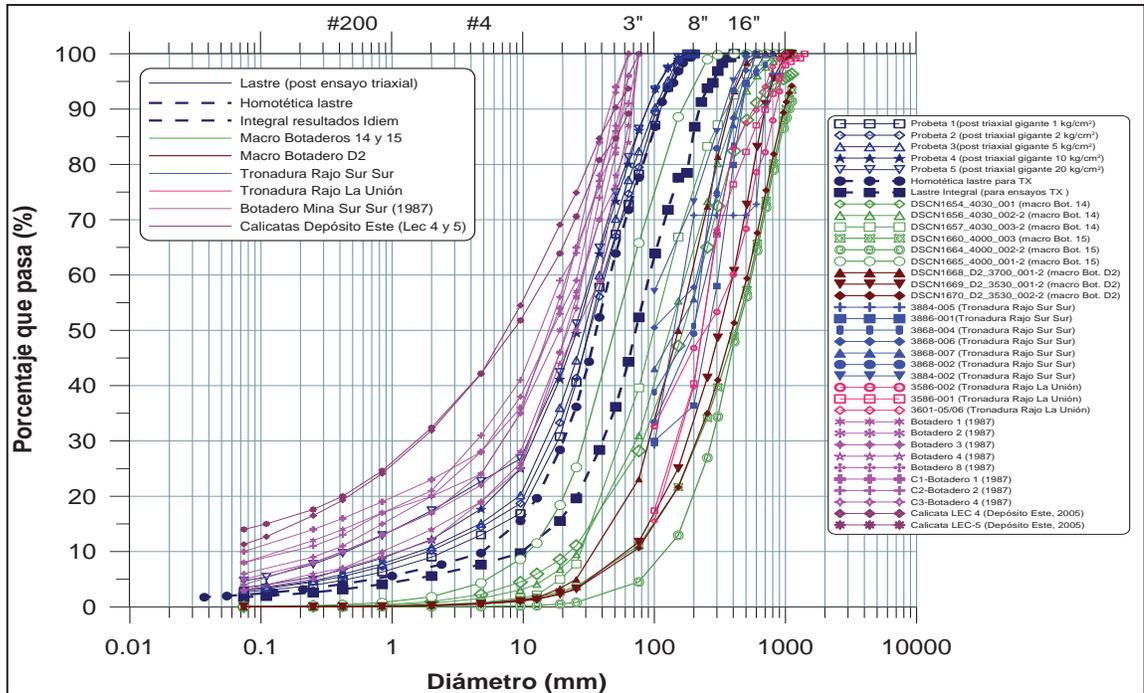


Gráfico 3-9. Curvas granulométricas material de lastre ROM.

4. Pruebas de Laboratorio

4.1. Aspectos Generales

Con el objetivo de diseñar una Planta Concentradora de minerales sulfurados de baja ley, se llevó a cabo un programa de pruebas realizadas a escala laboratorio, cuyos resultados obtenidos son pertinentes para esta etapa de ingeniería. Los resultados obtenidos fueron utilizados para dimensionar los equipos de proceso y determinar el flowsheet con el cual se llevaría a cabo la concentración del mineral.

Las tecnologías propuestas para llevar a cabo el programa de pruebas fueron seleccionadas en base a lo disponible en el mercado minero actual, considerando que su desempeño y aplicación al proceso pudiera ser demostrado.

En la primera parte del programa de pruebas se estudió como el grado de molienda afecta en la recuperación de cobre y molibdeno en la etapa de flotación rougher, para lo cual se utilizó celdas convencionales para flotar el mineral. Al respecto, la experiencia en la industria minera del cobre ya es bastante acabada en cuanto a la utilización de celdas mecánicas.

Otro punto de interés en el trabajo desarrollado fue la implementación en la etapa de remolienda del molino IsaMill™. Ésta es una tecnología de molienda a gran escala, desarrollada y probada en aplicaciones metalúrgicas muy exigentes. Se caracteriza por utilizar más potencia por unidad de volumen que los molinos convencionales, lo que se traduce en menos espacio utilizado.

IsaMill™ reduce el costo de energía, el costo de medios de molienda y el costo de capital de la molienda. Por otro lado, la intensa fricción inerte frecuentemente mejora el rendimiento metalúrgico en comparación a los medios de molienda convencionales de acero. El IsaMill™ produce en circuitos abiertos una distribución de tamaños de partículas con una pendiente empinada sin necesidad de harneros internos o ciclones operando en circuito cerrado.

El IsaMill™ cuenta con aplicaciones en metales básicos (cobre, plomo, zinc y níquel), metales del grupo del platino (rutenio, rodio, paladio, osmio, iridio y platino), aplicaciones industriales y plantas de procesamiento de oro, siendo la elección óptima para:

- Remolienda de Concentrado
- Molienda Fina/Ultra Fina
- Molienda Primaria

Para la etapa de flotación de limpieza se decidió evaluar el funcionamiento de la celda Jameson. Este tipo de celdas tiene una variedad de aplicaciones en la flotación de metales base. Gracias a su pequeña huella se puede instalar en nuevos diagrama de flujo y también se puede acondicionar fácilmente a las plantas existentes. La celda Jameson es un dispositivo de flotación de alta ley, por lo que son perfectas para la instalación en circuitos de limpieza, sin embargo, su capacidad para flotar un concentrado de alta ley y recuperación moderada las hace igualmente aplicables para labores de pre-rougher.

Desde sus inicios la celda Jameson ha sufrido tres cambios esenciales que marcan su resurgimiento:

- Las grandes mejoras en la vida útil del mantenimiento y en la fuerza operativa.
- El mecanismo de recirculación interno, para permitir que las celdas manejen fácilmente las amplias variaciones comunes en los concentradores.
- Una comprensión mucho más mejorada de dónde y cuándo aplicar las celdas Jameson y cómo combinarlas con la flotación convencional.

La celda Jameson destaca su aplicación en los siguientes tipos de circuito de flotación:

- Limpieza primaria en circuito cerrado con un circuito rougher-scavenger.
- Flotación de limpieza flash.
- Flotación rougher flash instalada antes de los circuitos rougher-scavenger.

4.2. Muestras Sulfuros de Baja Ley

Para llevar a cabo el programa de pruebas se utilizaron de 20 testigos de sondaje, los cuales, según los planes mineros vigentes en la división, consideran su extracción entre los años 2028 al 2032. Cada una de las muestras seleccionadas debe cumplir con las siguientes características:

- Misma litología, zona de mineralización y zona de alteración en el tramo de 16 *m* continuos
- La recuperación física del sondaje debe ser del 88 % y no debe estar a menos de 60 *m* de otra muestra geometalúrgica con características geológicas similares

En la siguiente *Figura 4-1* se puede apreciar la distribución de los sondajes en la mina rajo abierto. Los tonos rosados de cada sondaje corresponden a la sección de 16 *m* utilizada para el programa de pruebas.

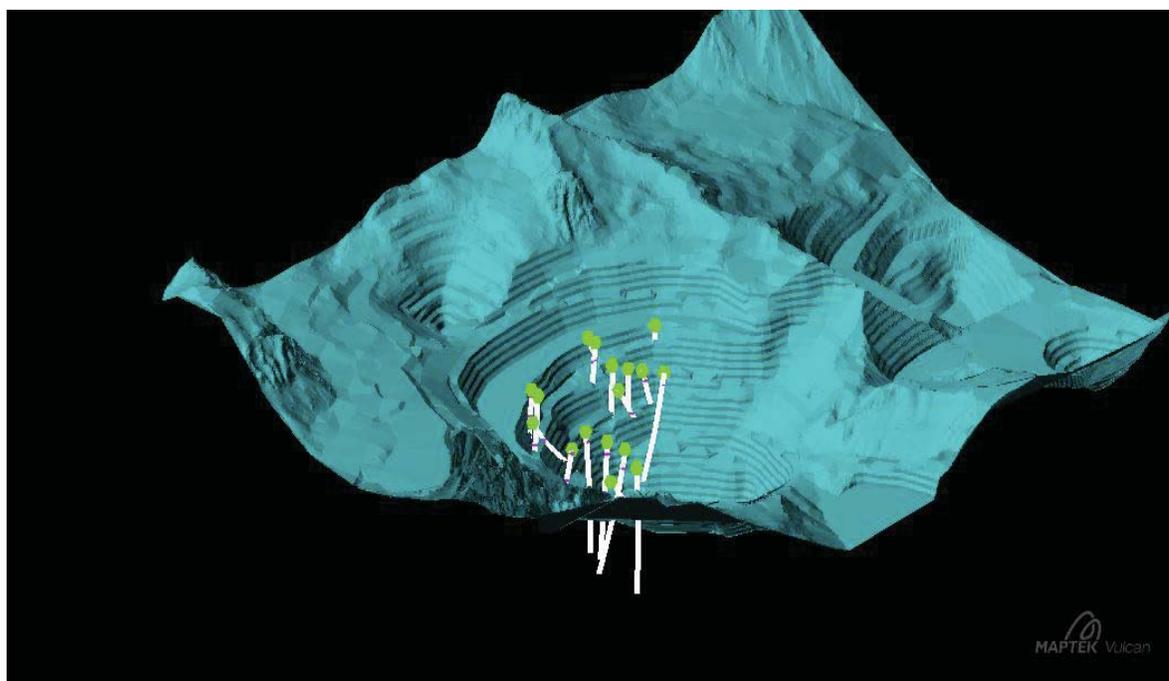


Figura 4-1. Localización de sondajes mina rajo abierto DAND.

Las muestras seleccionadas corresponden a las UGM 2 y 4, las cuales en conjunto representan un 85 % del total del mineral considerado como SBL según el Plan Minero Referente.

Muestra	UGM	Ley	Litología	Este	Norte	Cota
M-3815	4	0,21	AND	24.696,9	26.953,8	3.469,9
M-3816	4	0,24	GDCC	25.010,0	26.905,2	3.541,2
M-3817	2	0,43	GDCC	24.655,2	26.781,7	3.544,7
M-3818	4	0,27	PDL	24.160,4	26.534,0	3.681,3
M-3819	4	0,47	PDL	24.178,2	26.396,5	3.668,5
M-3820	2	0,45	GDCC	24.666,5	26.664,0	3.588,5
M-3821	4	0,24	GDCC	24.935,6	26.728,9	3.734,2
M-3822	4	0,29	GDCC	25.021,8	26.772,7	3.641,4
M-3823	4	0,24	PDL	23.974,5	26.273,6	3.710,5
M-3824	2	0,27	BXTTO	24.290,1	26.391,2	3.543,5
M-3825	2	0,31	GDCC	24.719,0	26.516,7	3.643,5,8
M-3826	2	0,20	PDL	24.253,2	26.340,1	3.666,8
M-3827	2	0,37	PDL	24.396,8	26.283,7	3.360,2
M-3828	4	0,18	BXTTO	24.323,1	26.139,2	7.748,4
M-3829	2	0,33	DIOR	24.922,1	26.458,1	3.710,4
M-3830	2	0,25	PDL	24.179,7	26.006,1	3.530,5
M-3831	4	0,22	DIOR	24.862,9	26.354,3	3.849,6
M-3832	2	0,37	GDCC	24.944,0	26.393,9	3.668,9
M-3833	2	0,27	DIOR	24.854,1	26.287,5	3.852,4
M-3834	2	0,28	GDCC	24.890,2	26.304,8	3.769,6

Tabla 4-1. Descripción de sondajes

4.1. Descripción General

Una vez que se realizó el mapeo de las muestras, éstas fueron trasladadas hasta las dependencias de SGS Lakefield donde se realizó la preparación requerida por el programa.

En los laboratorios de SGS se realizaron pruebas de Work Index mediante el test de Bond, se determinó la cinética de molienda y se flotó, a los F_{80} requeridos en las pruebas de flotación, cada una de las muestras de los testigos de sondaje entregados. A continuación se presenta un esquema con el procedimiento de trabajo utilizado.

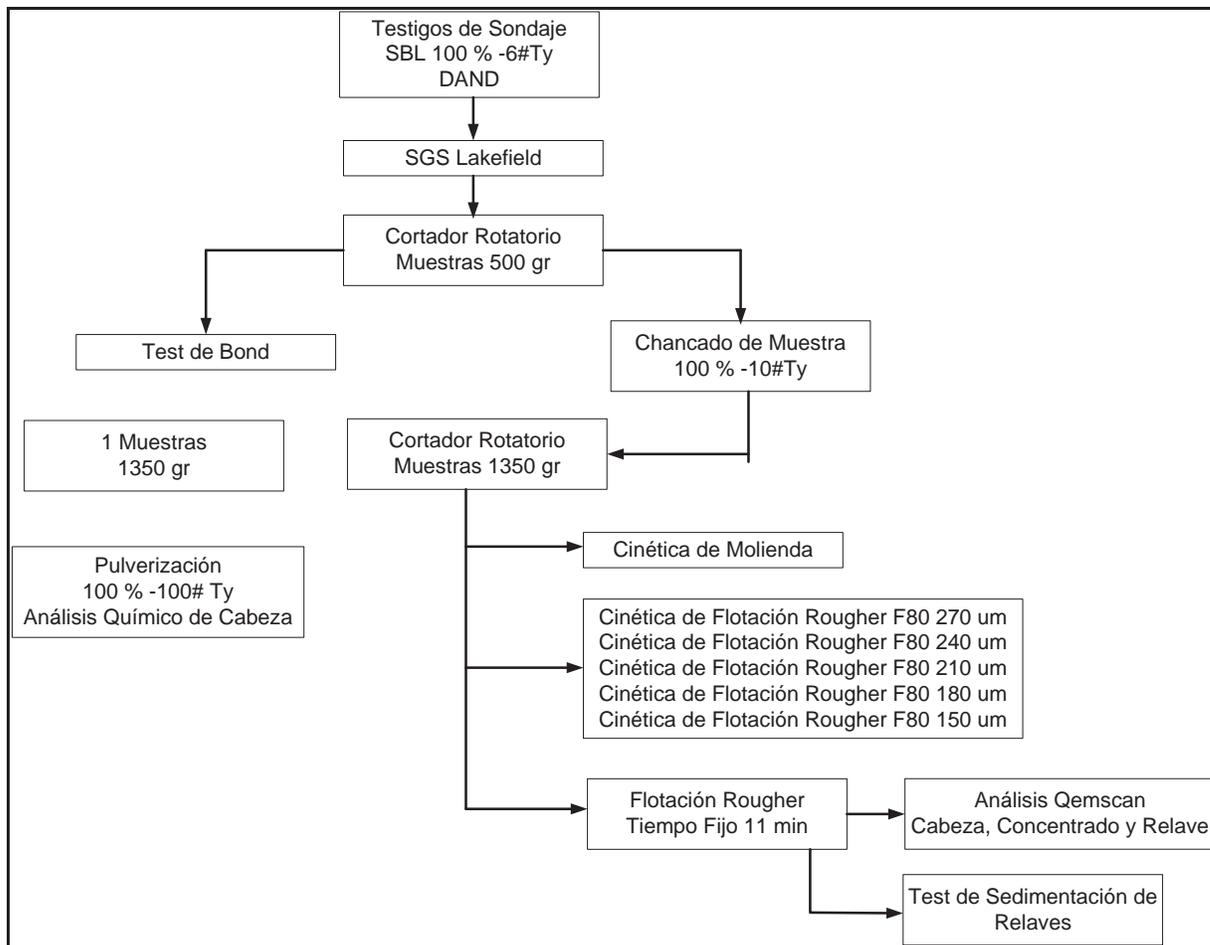


Figura 4-2. Esquema desarrollo de trabajo

4.2. Resultados de Mineralogía

Con el objetivo de obtener conocimiento en mayor detalle sobre las muestras de sulfuros de baja ley, se realizaron análisis Qemscan a las muestras flotadas a un tamaño granulométrico de 210 μm determinando la distribución de las especies mineralógicas de cobre, grado de liberación y asociaciones de las especies calcopirita y molibdenita, y el tamaño de promedio partícula.

En los Gráficos 4-1 y 4-2 se entregan los datos de distribución de especies mineralógicas de cobre en las muestras. El análisis global de los resultados indica que para las 20 muestras de cabeza analizadas se tiene que el cobre se presenta principalmente como calcopirita con un 91,1 % destacando la presencia de especies mineralógicas en menor cantidad como bornita

con un 3,12 %, enargita con 2,32 % y calcosina con 1,94 %. Además, dejando de lado la calcopirita, se aprecia que existe una cantidad notoriamente mayor de bornita en la UGM 2 mientras que las especies calcosina y enargita predominan en la UGM 4..

Los resultados de liberación de calcopirita y sus asociaciones indican que un 57,45 % del total de la muestra se encuentra libre y que un 14,10 % está ocluido. La calcopirita se encuentra principalmente asociada a silicatos duros, filosilicatos y complejos.

A continuación se presentan los resultados de las cabezas analizadas, el detalle de las liberaciones y asociaciones, además de los Quemscan de concentrados y relaves se puede encontrar en el Anexo B - Laboratorio.

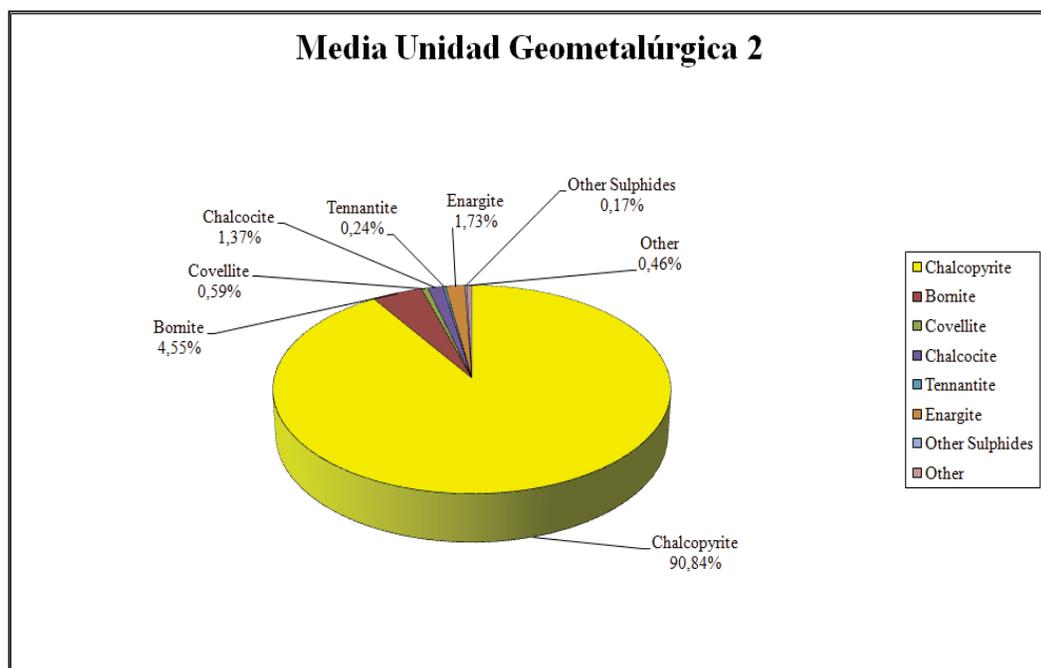


Gráfico 4-1. Análisis mineralógico ocurrencia de Cu en la UGM 2

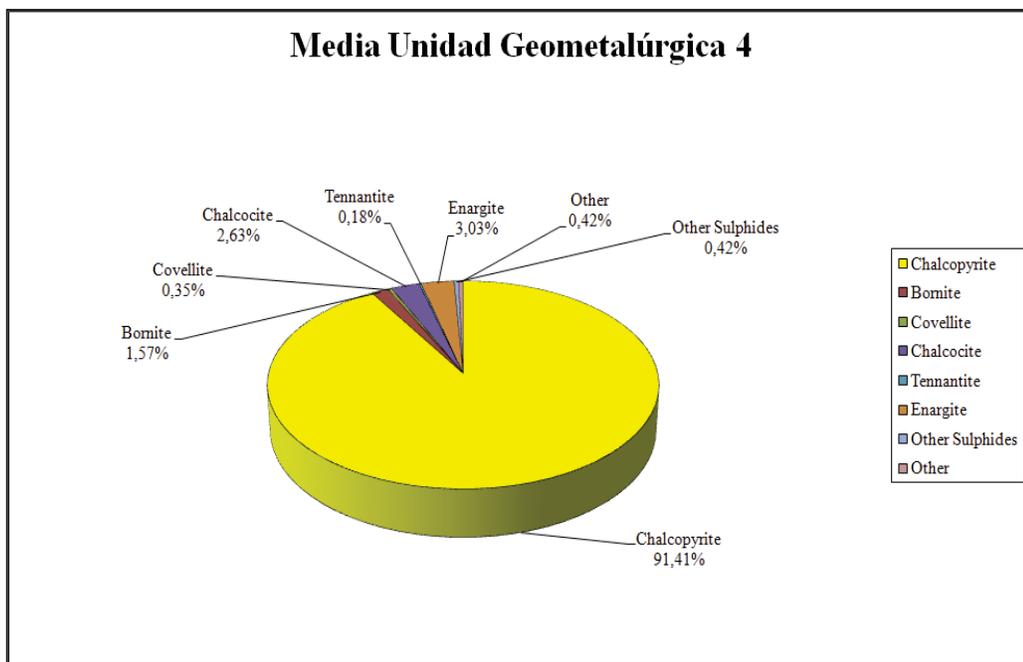


Gráfico 4-2. Análisis mineralógico ocurrencia de Cu en UGM 4

4.3. Resultados Índice de Trabajo de Bond

Para realizar el diseño de los equipos de molienda, uno de los principales parámetros requeridos es el Índice de Trabajo del mineral. En relación a esto, se realizaron ensayos de dureza mediante el test de Bond a cada una de las muestras descritas determinándose que el Índice de Trabajo medio de la muestra es $14,0 \pm 1,5 \text{ kWh/tc}$, con un máximo detectado de $17,2 \text{ kWh/tc}$ correspondiente a la muestra M-3827 y un mínimo de $11,2 \text{ kWh/tc}$ correspondiente a la muestra M-3819.

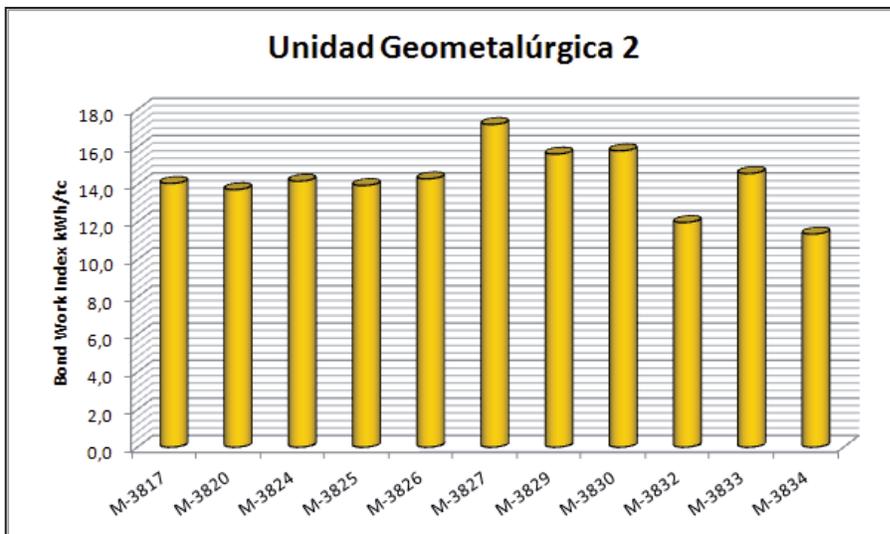


Gráfico 4-3. Resultados Índice de Trabajo de Bond UGM 2

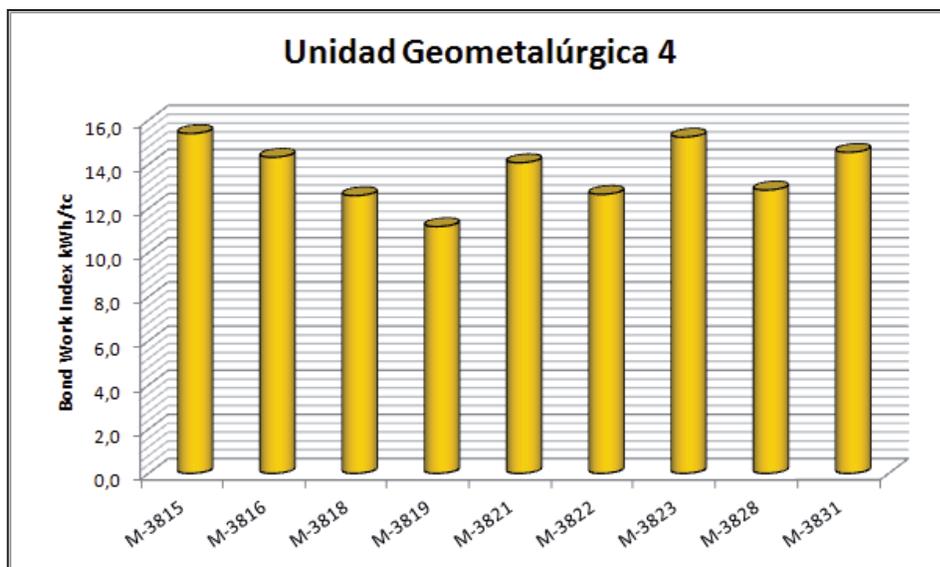


Gráfico 4-4. Resultados Índice de Trabajo de Bond UGM 4

4.4. Pruebas de Flotación Convencional

Se evaluó la respuesta metalúrgica frente al grado de molienda aplicado a las muestras con el fin de establecer el tamaño con que se alimentaría el mineral a la etapa de flotación rougher, además de establecer un modelo empírico que predijera la respuesta del mineral en esta etapa del proceso. Se considero la evaluación de las respuestas de ambas unidades geometalúrgicas.

Las pruebas fueron realizadas con las condiciones estándar de División Andina. El detalle de este tipo de pruebas se puede encontrar en el Anexo B – Laboratorio.

Según la operación actual del Concentrador con mineral sobre la ley de corte y extrapolando a lo que se espera obtener en laboratorio, lo indicado sería moler hasta valores de P_{80} de $180 \mu m$ para alimentar a flotación rougher esperando que las recuperación de cobre alcance valores superiores a 90 % en las pruebas a realizar.

En el Anexo D – Antecedentes Previos se pueden encontrar resultados de pruebas de flotación realizados por el Departamento de Geometalúrgia de DAND en ocasiones anteriores.

4.4.1. Cinética de Molienda

A cada una de las muestras se le realizaron pruebas de cinética de molienda para determinar el tiempo requerido de molienda para obtener los tamaños granulométricos requeridos. El barrido de puntos que debió abarcar la prueba considera los extremos 270 y $150 \mu m$. Los resultados de las pruebas se presentan en las siguientes gráficas.

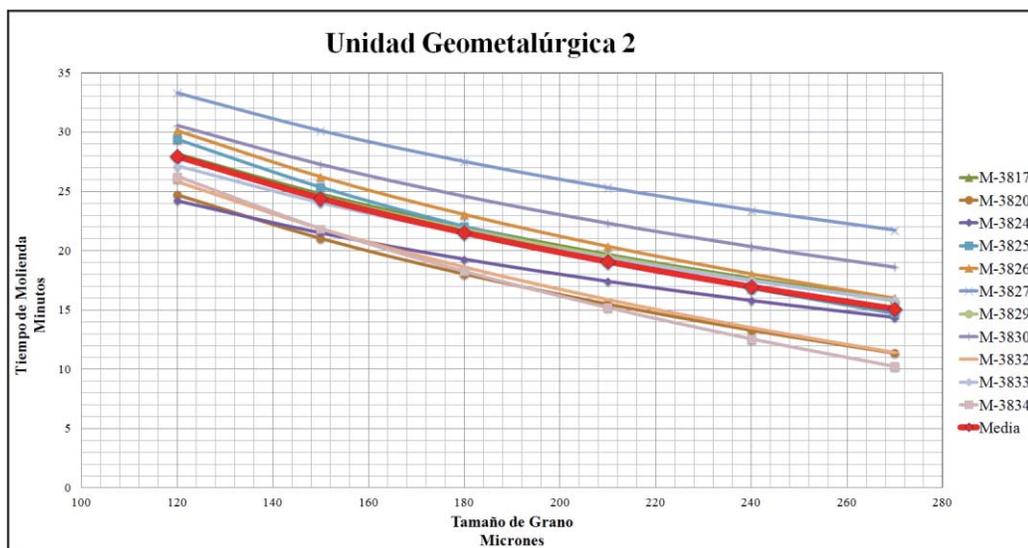


Gráfico 4-5. Curva de cinética de molienda UGM 2

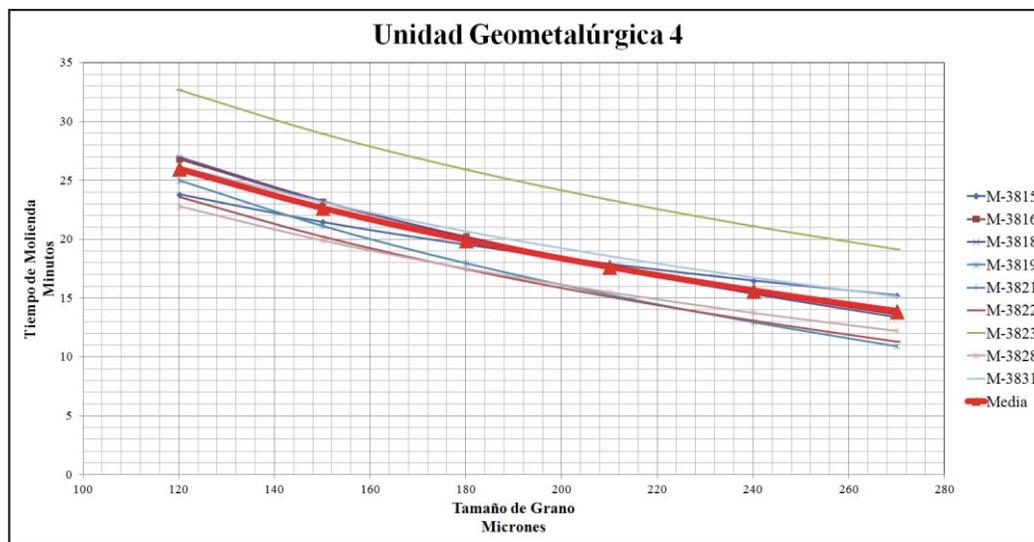


Gráfico 4-6. Curva de cinética de molienda UGM 4

4.4.2. Análisis de Resultados Flotaciones Rougher

Para cumplir con el objetivo planteado de establecer en esta etapa de pruebas el tamaño granulométrico de alimentación a la etapa de flotación rougher, se agruparon los resultados obtenidos por unidades geometalúrgicas y P₈₀ de molienda para finalmente comparar los valores promedios de recuperación obtenidos en cada grupo.

En la *Tabla 4-2* y *4-3* se indican las recuperaciones y leyes medias de concentrado de cobre en las unidades geometalúrgicas estudiadas. Mayor detalle de los resultados se presenta en el Anexo B - Laboratorio

P80 μm	Cabeza Calculada	Cinética de Leyes, min						Recuperaciones, min					
		1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
	CuT %	Ley CuT %						% CuT					
270	0,31	9,63	8,72	7,28	6,07	5,10	4,54	71,9	80,8	86,3	89,1	90,7	91,5
240	0,31	9,17	8,29	6,85	5,73	4,88	4,35	74,9	83,0	88,3	90,8	92,1	92,7
210	0,31	9,63	8,60	6,95	5,69	4,90	4,37	72,5	84,3	89,8	92,3	93,5	94,1
180	0,31	8,89	7,84	6,61	5,56	4,78	4,27	78,2	87,4	91,6	93,7	94,8	95,4
150	0,32	8,29	7,24	6,02	5,27	4,60	4,16	82,1	89,6	93,2	94,5	95,5	95,9

Tabla 4-2. Promedio de recuperación y leyes de concentrado de cobre, UGM 2

	Cabeza Calculada	Cinética de Leyes, <i>min</i>						Recuperaciones, <i>min</i>					
		1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
	CuT %	Ley CuT %						% CuT					
270	0,24	8,41	7,70	6,34	5,05	4,22	3,72	60,6	72,0	79,8	83,3	85,2	86,3
240	0,25	8,39	7,54	6,11	4,97	4,13	3,66	65,2	76,7	84,1	86,8	88,4	89,2
210	0,25	8,14	7,15	5,93	4,77	4,15	3,69	68,8	80,0	86,3	88,8	90,0	90,8
180	0,25	7,46	6,60	5,54	4,52	3,80	3,34	72,8	82,6	87,8	90,9	91,2	91,8
150	0,25	7,26	6,38	5,24	4,23	3,57	3,18	73,6	83,0	88,3	90,7	91,9	92,5

Tabla 4-3. Resultados de recuperación y leyes de concentrado de cobre, UGM 4

Los resultados obtenidos indican que las mejores recuperaciones se obtienen a F_{80} de 150 μm , pero que no escapa considerablemente de la recuperación obtenida a F_{80} de 180 μm , ya que la diferencia entre las recuperaciones a tiempo de flotación igual a 11 minutos es 0,7 puntos de recuperación.

Debido a lo anterior y la referencia de operación en la Planta Concentradora de División Andina es que se seleccionó un tamaño producto de molienda de 180 μm para el diseño del flowsheet de la Planta Concentradora de SBL.

4.4.3. Desarrollo de un Modelo Empírico para la Flotación Rougher

Una vez se determinó el grado de molienda requerido, se procedió con la definición de un modelo de recuperación de cobre, molibdeno y peso el cual será utilizado en el diseño y evaluación de la Planta Concentradora de SBL.

Muestra	P80 µm	Análisis Cabeza		Recuperación Masa, min						Recuperación Cobre, min						Recuperación Molibdeno, min					
		CuT %	Mo %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
M-3817	180	0,44	0,005	5,96	7,11	8,07	9,11	10,16	11,05	82,30	89,02	92,17	93,66	94,68	95,34	54,74	59,59	63,27	65,18	66,53	67,35
M-3820	180	0,44	0,004	8,55	11,21	11,54	12,64	13,90	14,62	76,23	86,50	90,99	92,53	93,79	94,56	34,07	41,59	47,21	50,42	53,11	54,64
M-3824	180	0,27	0,002	5,40	8,23	9,42	10,29	11,27	12,63	63,73	85,80	91,06	92,82	93,94	94,58	30,20	44,59	50,03	52,22	54,21	55,60
M-3825	180	0,24	0,001	1,62	2,06	2,57	3,07	3,81	4,30	80,02	87,91	91,45	93,21	94,27	94,75	26,10	31,26	35,07	37,57	39,40	40,63
M-3826	180	0,19	0,008	1,92	2,20	2,72	3,23	3,67	4,24	80,75	92,75	95,78	96,77	97,23	97,54	15,18	17,95	22,86	26,59	28,72	30,42
M-3827	180	0,35	0,008	2,15	2,76	3,62	4,45	5,70	6,74	71,22	80,57	87,06	91,73	93,76	94,61	25,29	33,78	43,30	50,03	53,47	55,21
M-3828	180	0,30	0,001	2,13	2,64	3,36	4,93	6,10	7,03	73,08	83,07	88,73	92,86	94,58	95,29	15,87	19,32	23,09	26,60	29,23	30,61
M-3830	180	0,22	0,002	1,25	1,70	2,28	2,95	3,48	3,95	80,61	89,34	93,91	95,43	96,16	96,61	7,18	10,67	15,59	20,95	24,00	26,20
M-3834	180	0,27	0,001	3,09	3,54	4,23	4,78	5,24	5,72	88,41	91,3	93,38	94,42	94,90	95,22	23,57	26,41	29,74	32,04	33,30	34,62

Tabla 4-4. Recuperaciones unidad geometalúrgica 2

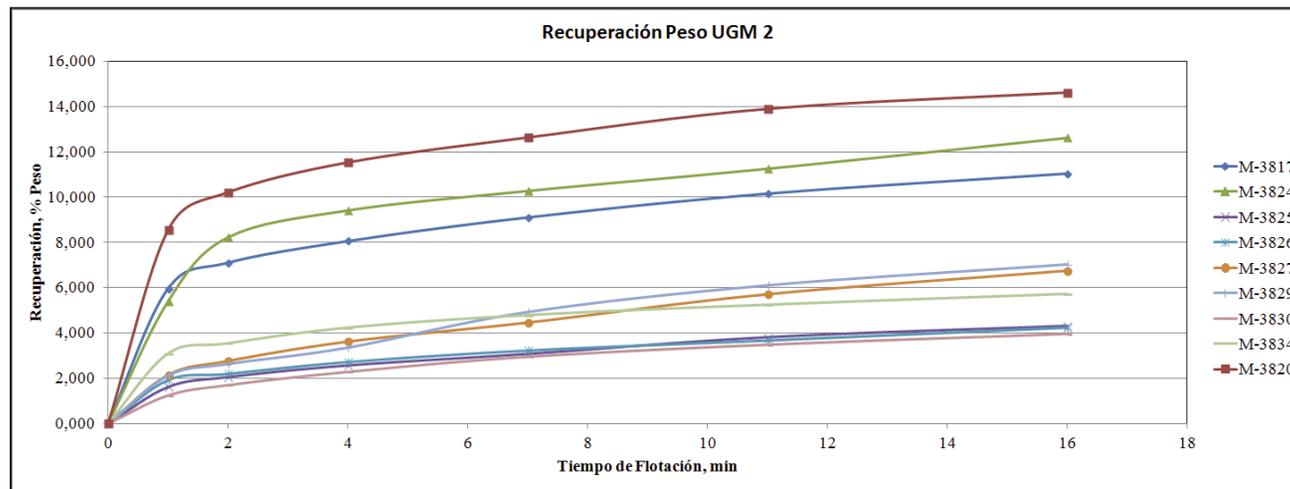


Gráfico 4-7. Recuperación de masa, unidad geometalúrgica 2

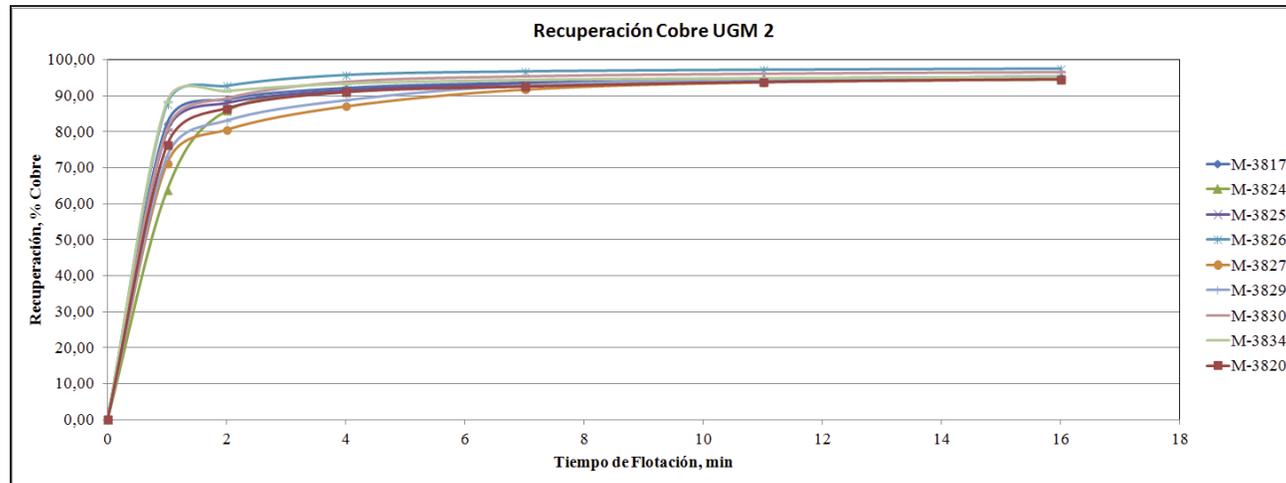


Gráfico 4-8. Recuperación de cobre, unidad geometalúrgica 2

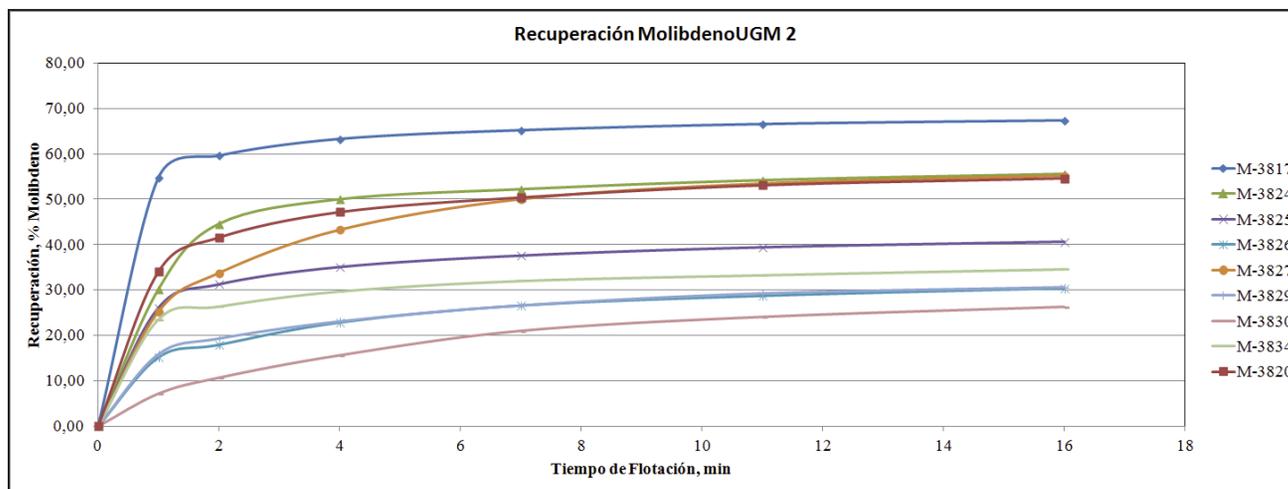


Gráfico 4-9. Recuperación de molibdeno, unidad geometalúrgica 2

Muestra	P80 µm	Análisis Cabeza		Recuperación Masa, min						Recuperación Cobre, min						Recuperación Molibdeno, min					
		CuT %	Mo %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
M-3815	180	0,17	0,001	3,08	4,27	5,39	6,51	7,39	8,15	74,61	83,65	87,87	90,20	91,41	92,16	10,56	13,63	16,50	18,43	19,94	21,24
M-3816	180	0,28	0,003	2,46	2,91	3,74	4,54	5,62	6,61	76,27	81,33	85,67	88,11	89,73	90,71	30,14	34,66	40,30	43,24	45,41	46,81
M-3818	180	0,23	0,001	1,74	2,23	2,79	4,04	5,02	5,65	86,26	92,79	95,13	97,79	97,44	91,73	4,82	6,17	7,72	10,02	11,83	13,00
M-3819	180	0,41	0,001	1,60	2,10	2,52	3,19	3,94	4,73	76,77	89,42	93,87	95,57	96,32	96,71	1,55	2,52	3,34	4,46	6,10	7,62
M-3821	180	0,26	0,002	5,02	7,51	9,21	10,18	11,10	11,99	64,76	84,47	91,15	93,15	94,31	94,94	24,89	35,81	43,31	47,06	49,60	51,56
M-3822	180	0,27	0,001	3,37	4,16	5,28	6,33	7,48	8,73	79,72	85,05	88,42	90,49	91,81	92,72	28,73	33,54	38,30	40,86	42,95	44,47
M-3823	180	0,23	0,002	1,57	1,97	2,68	3,52	4,45	5,00	67,83	79,36	85,21	87,65	88,90	89,65	4,79	6,72	9,83	12,73	15,18	17,10
M-3828	180	0,17	0,001	5,21	6,47	8,02	8,85	9,66	10,38	68,49	80,74	89,75	92,13	93,16	93,66	11,61	15,36	22,26	27,19	30,76	33,46
M-3831	180	0,19	0,001	4,46	5,25	6,57	7,29	7,88	8,45	60,80	66,43	72,77	75,65	77,30	78,34	14,67	17,26	20,52	22,31	23,76	24,70

Tabla 4-5. Recuperaciones unidad geometalúrgica 4

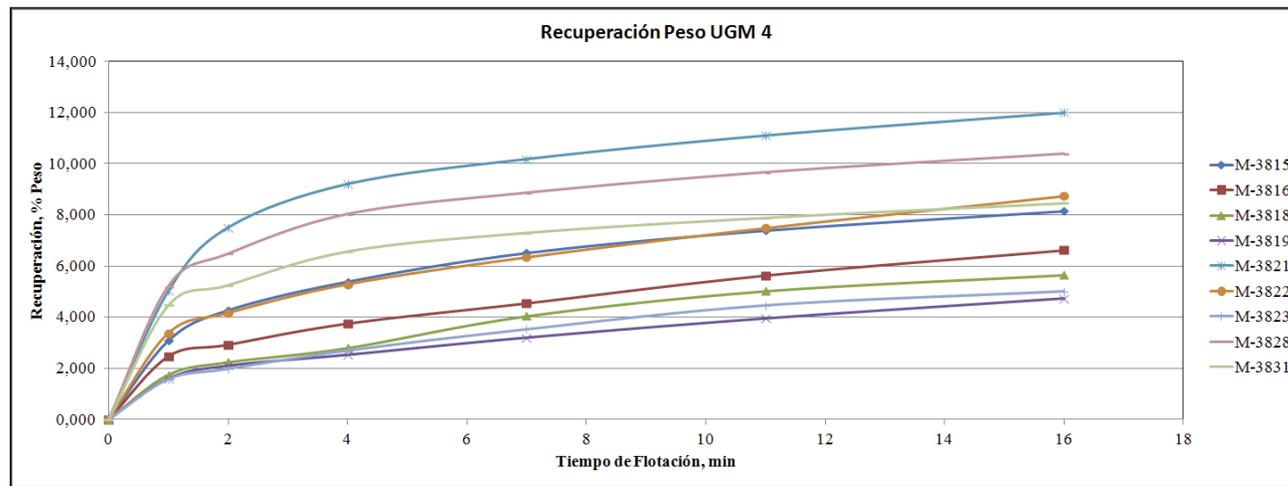


Gráfico 4-10. Recuperación de masa, unidad geometalúrgica 4

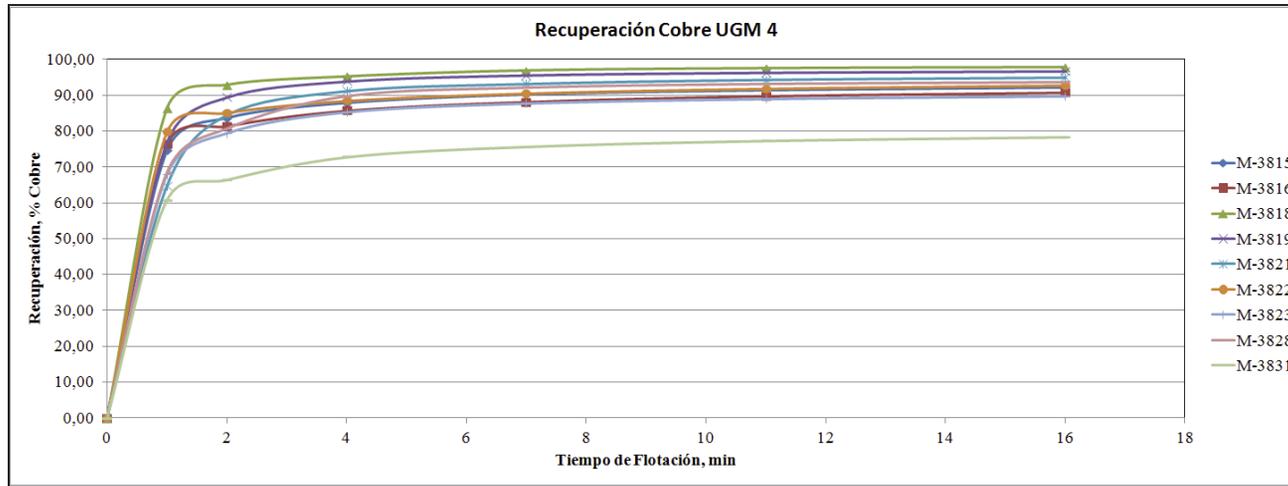


Gráfico 4-11. Recuperación de cobre, unidad geometalúrgica 4

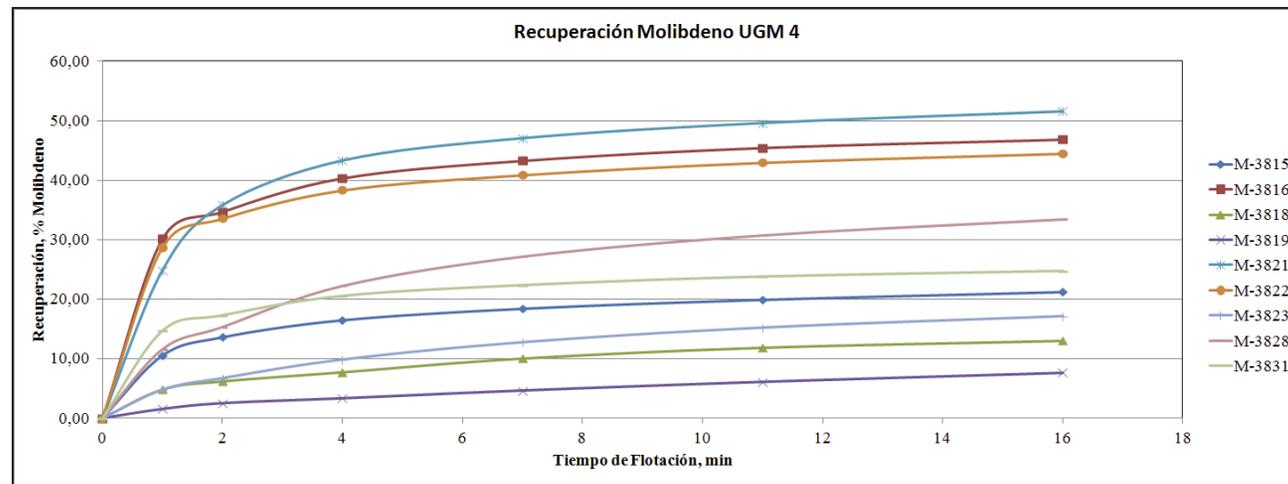


Gráfico 4-12. Recuperación de molibdeno, unidad geometalúrgica 4

El comportamiento sesgado que presentan las gráficas de resultados de recuperación en peso y de molibdeno se explica en parte por la definición adoptada de unidades geometalúrgicas de Recuperación utilizado actualmente por DAND. La categorización de UGM Rec se basa únicamente en el comportamiento del cobre ante el proceso de flotación; actualmente un modelo de recuperación y definición de unidades geometalúrgicas para el molibdeno no ha sido desarrollado en la División. Además, es necesario destacar que las condiciones de flotación utilizadas en los ensayos de laboratorio, y también en planta, responden al objetivo único de optimizar la recuperación del cobre.

Debido a lo anterior y para no castigar ni beneficiar la evaluación del proyecto se separó por familias los resultados asociados a las recuperaciones en peso y molibdeno tomando los resultados más conservadores o grupos intermedios de la muestra para la definición del modelo a utilizar para la evaluación de la Planta Concentradora de SBL.

Las ecuaciones presentadas a continuación corresponden a los modelos de recuperación de peso, cobre y molibdeno que describen el comportamiento de cada unidad geometalúrgica caracterizada.

UGM 2
$R_{Peso} = 2,0832 * \ln(t) + 5,8662$
$R_{Cu} = 96,331 * \left(1 - \frac{1}{5,3887 * t}\right) * (1 - \exp^{-5,3887*t})$
$R_{Mo} = 56,496 * \left(1 - \frac{1}{2,3573 * t}\right) * (1 - \exp^{-2,3573*t})$

Tabla 4-6. Modelos de recuperación rougher, unidad geometalúrgica 2

UGM 4
$R_{Peso} = 1,729 * \ln(t) + 3,4644$
$R_{Cu} = 94,631 * \left(1 - \frac{1}{4,7923 * t}\right) * (1 - \exp^{-4,7923*t})$
$R_{Cu} = 30,867 * \left(1 - \frac{1}{1,5108 * t}\right) * (1 - \exp^{-1,5108*t})$

Tabla 4-7. Modelos de recuperación rougher, unidad geometalúrgica 4

Finalmente se evaluó la respuesta combinada de ambas UGM con el fin de utilizar los modelos de recuperación para evaluar el desempeño de la Planta Concentradora de SBL. Los resultados de la simulación y conciliación con los datos laboratorio se presentan en las siguientes gráficas.

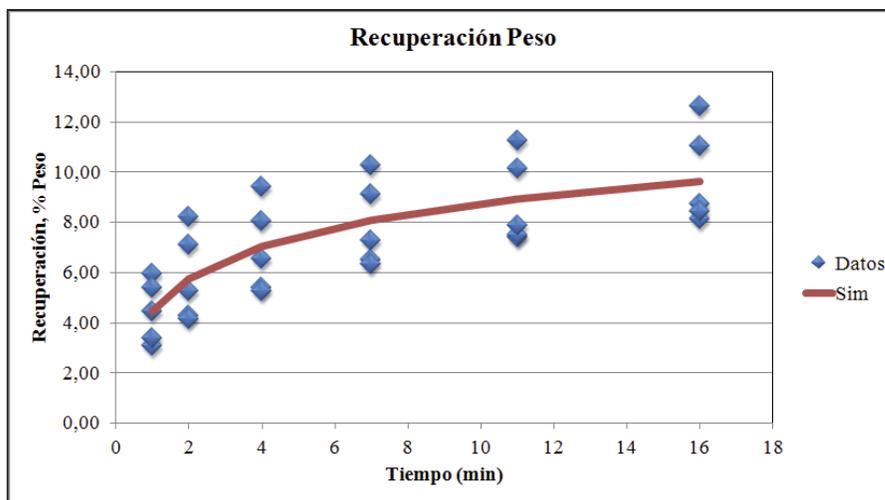


Gráfico 4-13. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación peso

Para el desarrollo de este modelo se utilizaron las muestras: M-3817, M-3825, M-3815, M-3822 y M-3831 que se ubicaban en el grupo medio de recuperación en peso identificado. Los errores porcentual y absoluto acumulado del modelo definido son 20,68 % y 42,5 respectivamente. La ecuación que se obtiene es la siguiente:

$$Re_{p2,4} = 1,8707 * \ln(t) + 4,4425$$

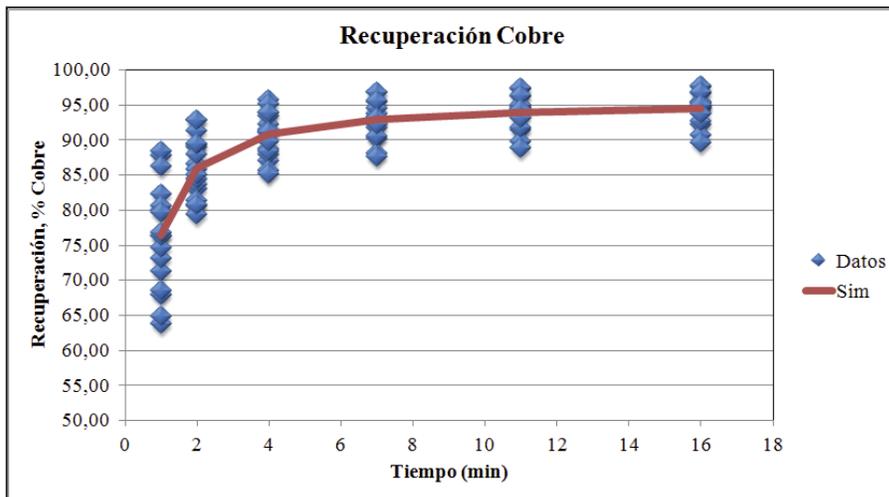


Gráfico 4-14. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación cobre

Para el desarrollo del modelo de recuperación de cobre, se decidió descartar la muestra M-3831 ya que presentaba recuperación más baja que la usualmente detectada en otras muestras. Los errores porcentual y absoluto acumulado del modelo definido son 3,42 % y 297,68 respectivamente, considerando un total de 17 muestras. La ecuación definida es la siguiente:

$$Re_{Cu2,4} = 95,65 * \left(1 - \frac{1}{4,93 * t}\right) * (1 - \exp^{-4,93*t})$$

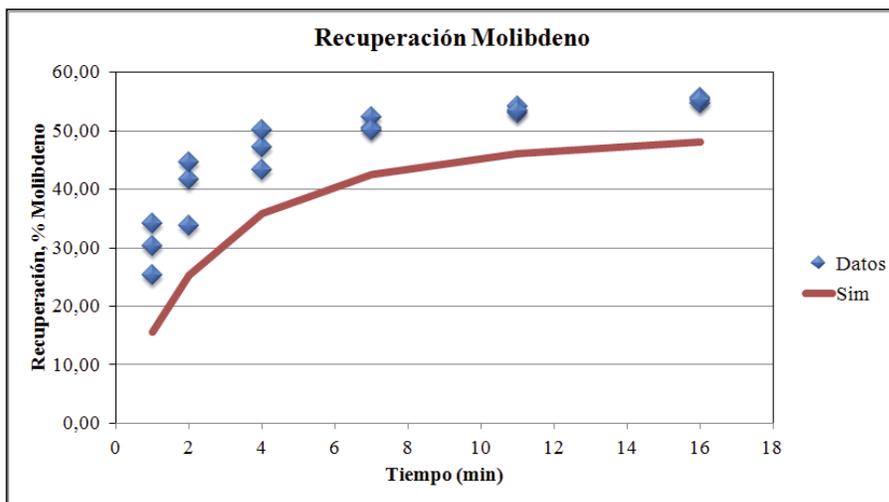


Gráfico 4-15. Conciliación resultados experimentales-simulación recuperación molibdeno

Se utilizaron las muestras: M-3820, M-, M-3824, M-3827 que se ubicaban en el grupo medio de recuperación en peso identificado. Cabe destacar que todas estas muestras corresponden a la UGM 2. Los errores porcentual y absoluto acumulado del modelo definido son 4,89 % y 47,55 respectivamente. La ecuación definida es la siguiente:

$$Re_{Mo2,4} = 52,51 * \left(1 - \frac{1}{0,75 * t}\right) * (1 - exp^{-0,75*t})$$

Finalmente, utilizando los modelos definidos y la ley de entrada 0,29 % de CuT correspondiente al promedio del conjunto de muestras, se obtienen las recuperaciones señaladas en la *Tabla 4-7* y la curva Ley - Recuperación.

Recuperación	Tiempo de flotación (min)					
	1	2	4	7	11	16
% Peso	4,44	5,47	7,04	8,08	8,93	9,63
% Cobre	76,39	85,95	90,80	92,87	93,88	94,43
% Molibdeno	15,57	25,31	35,88	42,56	46,15	48,14

Tabla 4-8. Resultados simulación flotaciones a 180 μm, respuesta combinada UGM 2 y 4

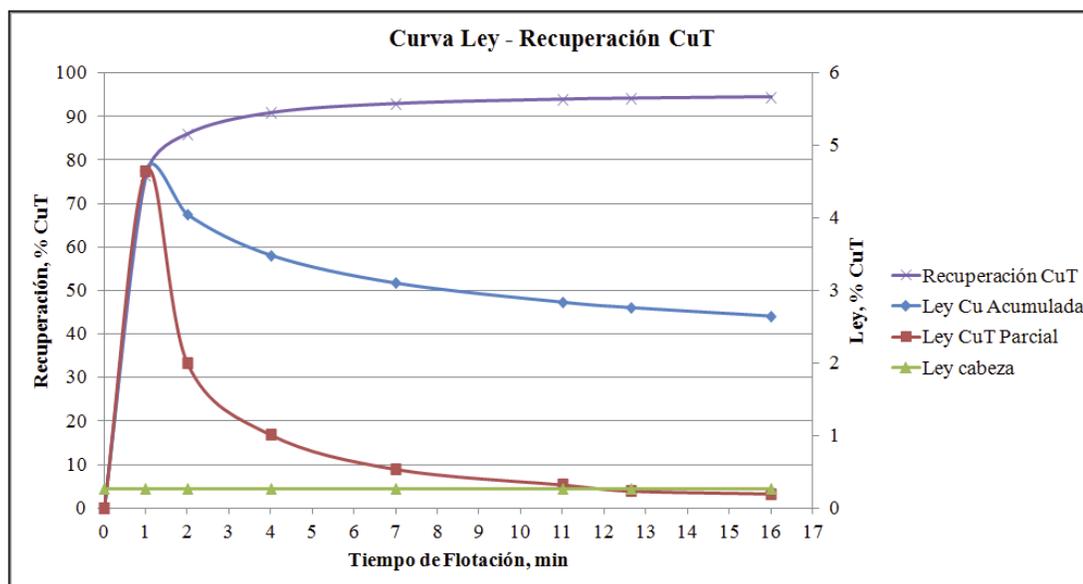


Gráfico 4-16. Curva Ley – Recuperación, unidades geometalúrgicas 2 y 4

4.5. Test de Sedimentación

A cada uno de los relaves obtenidos en las flotaciones rougher a tiempo fijo se les realizó pruebas de sedimentación. El procedimiento estándar para realizar este tipo de pruebas se describe en el Anexo B – Laboratorio.

Los valores promedio de los resultados obtenidos se presentan a continuación.

	Velocidad <i>m/hr</i>	Área Unitaria <i>m² 24 hr/ton</i>
Media	1,067	0,058
Desviación	0,577	0,044

Tabla 4-9. Resultados Test Coe – Clavenger.

4.6. Pruebas con Nuevas Tecnologías

4.6.1. Descripción General

Para la caracterización de la etapa de limpieza se seleccionaron los equipos IsaMill™ para remolienda y celda Jameson para flotación de limpieza, ambos provistos por la empresa Xstrata Technology. La ejecución del conjunto de pruebas de remolienda y limpieza de concentrado requirió formar un total de 16 Kg de concentrado.

Para realizar lo anterior, se dispuso de 160 Kg de mineral en las instalaciones de SGS correspondiente a los rechazos de las muestras asociadas a la UGM 2 utilizadas para la primera etapa de experimentación. El motivo de la selección de esta UGM es debido a que caracteriza el 70 % del total del mineral a procesar en la Planta Concentradora de SBL según el plan minero Nuevo Traspaso 2018. La muestra fue compositada y cortada en cargas de 10 Kg para proceder con su molienda y flotación rougher para preparar la cantidad de concentrado requerida.

Para el manejo de las cargas de 10 Kg se utilizó el molino bulk dispuesto en las instalaciones de SGS Lakefield Pudahuel, determinándose en primera instancia el tiempo de molienda

requerido para alcanzar un P80 de $180 \mu m$, según lo concluido de la primera etapa de pruebas para el diseño de la Planta Concentradora. Para ello se realizó la cinética de molienda en molino bulk determinándose que para alcanzar el P₈₀ objetivo el tiempo requerido de molienda es de 21,2 minutos.



Figura 4-3. Molino bulk instalaciones SGS Pudahuel

Se utilizó la celda de flotación bulk que se caracteriza por manejar cantidades de muestra similares al molino bulk, además, esta celda se caracteriza por presentar menores recuperaciones de peso, cobre y molibdeno en comparación con las recuperaciones obtenidas en celdas convencionales de laboratorio de 2700 cm^3 , por esta razón se decidió flotar a tiempos de 16, 20 y 24 minutos con el objetivo de formar la carga requerida para realizar las pruebas de remolienda en IsaMill y flotación en celda Jameson. Cabe destacar que el uso principal de estos equipos es para la formación de cargas de concentrado rougher para la evaluación de etapas posteriores de circuitos de flotación. Los resultados de recuperación masa a cada tiempo de flotación se indican a continuación.

Flotaciones Sulfuros de Baja Ley	
Tiempo de flotación (min)	Masa de concentrado
16	13.668
20	1.221
24	1.151
Total	16.041

Tabla 4-10. Masas de concentrado recuperado en celda bulk a distintos tiempos de flotación

En vista a la cantidad de concentrado total obtenido se mezclaron los tres concentrados para realizar las pruebas posteriores de remolienda y flotación de limpieza.



Figura 4-4. Celda de flotación bulk instalaciones SGS Pudahuel

4.6.2. Prueba de Remolienda en IsaMill

Usualmente se requiere determinar el consumo de energía y tiempo requerido de molienda para alcanzar cierto tamaño granulométrico para cualquier tipo de molienda a realizar, procedimiento que no escapa a la operación del molino IsaMill™. En el caso de este equipo se realiza el test estándar para generar un Signature Plot en el cual se determina la energía requerida (kWh/t) para lograr el tamaño de grano definido.



Figura 4-5. Molino IsaMill™ instalaciones SGS Quilicura

El objetivo de la prueba IsaMill™ es generar información relevante para el dimensionamiento del equipo a nivel industrial y para la disminución de tamaño del concentrado rougher para la ejecución de una prueba de flotación de limpieza. Se destaca que la información generada a nivel laboratorio en IsaMill™ es que los resultados son completamente llevados a escala industrial sin la necesidad de aplicar factores de escalamiento.

4.6.3. Signature Plot

Un test Signature Plot es esencialmente una prueba de molienda semi-continua en donde la pulpa es procesada a través del molino en varias pasadas sucesivas. En cada pasada se colectan muestras para análisis granulométrico y se registra la energía consumida acumulada.

La energía acumulada se grafica contra el P_{80} para cada pasada generándose de este modo el Signature Plot.

Para este caso y como medida excepcional, en vista a la poca cantidad de muestra con que se contaba y los resultados obtenidos en la primera etapa de pruebas, se decidió por parte de ambas partes, Xstrata Technology y Codelco División Andina llevar a cabo la prueba de Signature Plot considerando tan solo una pasada por el molino.

Los resultados de esta prueba indican una alimentación con un D_{80} de $174 \mu m$ con un producto de remolienda medido de $30 \mu m$.

4.7. Prueba de Flotación de Limpieza en Celda Jameson

La integración de la celda Jameson en un diagrama de flujo produce una robusta y eficiente planta que requiere menos celdas, equipos y espacio. La celda Jameson es particularmente apropiada para circuitos de limpieza no son capaces de producir en forma consistente concentrados de ley final debido a la ganga arrastrada, la celda Jameson con su selectividad superior y lavado de espuma puede producir la ley de concentrado requerida.

Por las razones anteriormente mencionadas es que se ha seleccionado esta tecnología para su implementación en la etapa de flotación de limpieza.

La celda de laboratorio se compone de cuatro partes fundamentales:

El sistema de alimentación a la celda es un estanque de mezclamiento donde se acondiciona la pulpa y se reciben las colas recirculadas durante la prueba. El sistema posee una bomba utilizada para transportar el flujo de pulpa hasta al tope de la celda donde se ubica el downcomer.

El downcomer es donde se produce el contacto intenso entre las burbujas de aire con las partículas. La alimentación es bombeada hasta el lente de pulpa creando un chorro de alta presión que corta y arrastra aire desde la atmósfera.

El tanque de flotación recibe la pulpa descargada a través del downcomer donde se produce el desenganche de las burbujas cargadas de la pulpa formándose una capa de espuma donde se encuentra el mineral flotado.

En el panel de control se miden cuatro variables durante la prueba que son flujo de aire, flujo de agua de lavado, vacío en el downcomer y presión de alimentación. Además, de las variables

mencionadas se mide la altura del colchón de espuma formado durante el transcurso de la prueba mediante un flotador graduado.

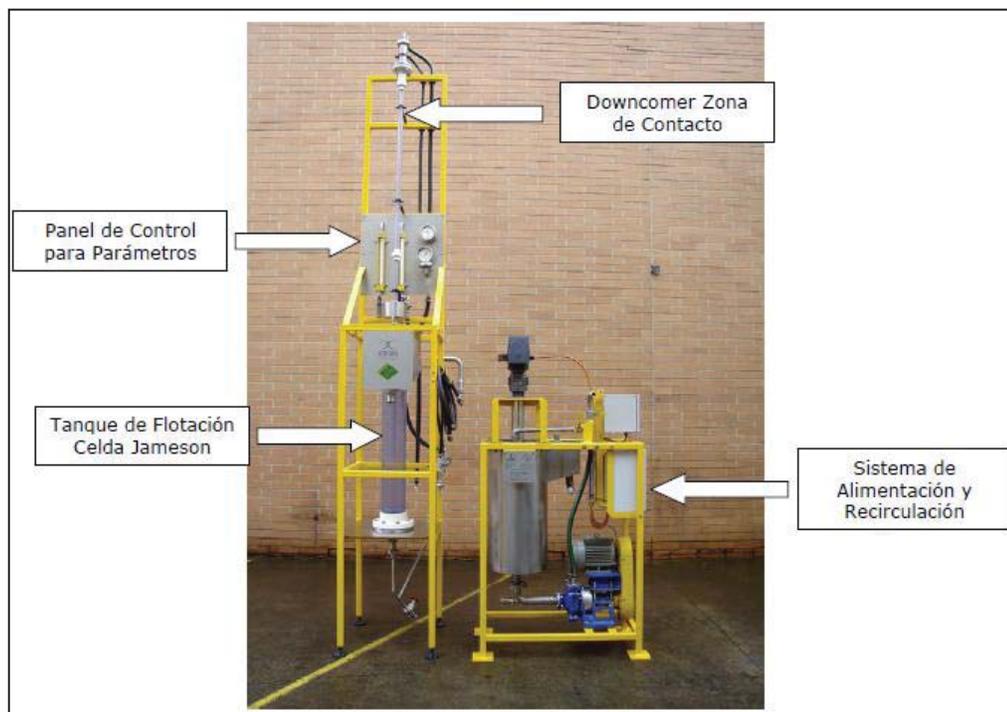


Figura 4-6. Vista general celda Jameson escala laboratorio, modelo L150/1

4.7.1. Descripción General de la Prueba

Para la ejecución de la prueba de limpieza, se tomó el producto del molino IsaMill™ el cual tiene un P80 de 50 μm según lo determinado en el análisis granulométrico de los productos IsaMill™. La prueba de flotación de limpieza para generar la curva ley-recuperación se realizó utilizando la dosificación de reactivos y pH de flotación estándar de DAND y ajustando el porcentaje de sólidos de alimentación a 28 %, tomando muestras de concentrado en los tiempos de flotación 1, 2, 3, 5, 8, 15, 25, 40 y 55 minutos.

Las muestras de los productos de flotación fueron analizadas por Cu, Mo, Fe y S para luego usar estos resultados en la selección del tiempo de flotación a la cual la celda alcanza la ley de concentrado requerida por el proceso.

4.7.2. Prueba Curva Ley Recuperación

En la prueba de remolienda IsaMill™ el porcentaje de sólidos de la muestra se ajustó a 50 % según recomendaciones entregadas por Xstrata Technology. Una vez realizada la preparación del mineral, se traspaso la pulpa al estanque del sistema de alimentación de la celda Jameson ajustando el porcentaje de sólidos a 28 %.

En el estanque del sistema de alimentación una vez homogenizado la pulpa se tomó una muestra de alimentación para luego accionar nuevamente el agitador y adicionar lechada de cal hasta ajustar el pH de la pulpa a 10, luego las dosificaciones de espumante MIBC y colectores tionocarbamato y diesel según las condiciones especificadas en el protocolo de flotación estándar de DAND. Finalmente se dejó acondicionar la pulpa durante 10 minutos.



Figura 4-7. Sistema de lavado celda Jameson

La celda Jameson se opero recirculando continuamente las colas al estanque de alimentación, tomando muestras de concentrado en los tiempos anteriormente mencionados. Estos test cíclicos son utilizados para obtener una apreciación de la flotabilidad de la muestra, y la curva Ley – Recuperación resultante. En el caso de la muestra de SBL tratada se apreció tamaños

muy finos de burbuja durante los primeros 5 minutos de operación, que al alcanzar un tiempo de 25 minutos comenzaron a aumentar obteniéndose un concentrado menos enriquecido.

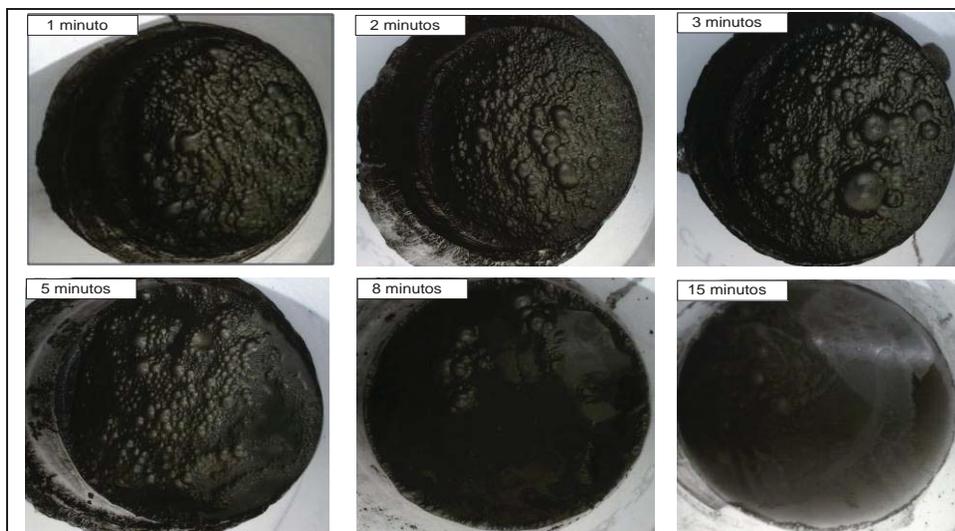


Figura 4-8. Primeros concentrados obtenidos en la prueba de limpieza con celda Jameson

Una vez finalizada la prueba, los concentrados obtenidos secuencialmente y los relaves, fueron individualmente secados, pesados y analizados por contenido de mineral. Estos datos fueron usados para generar la curva Ley – Recuperación.

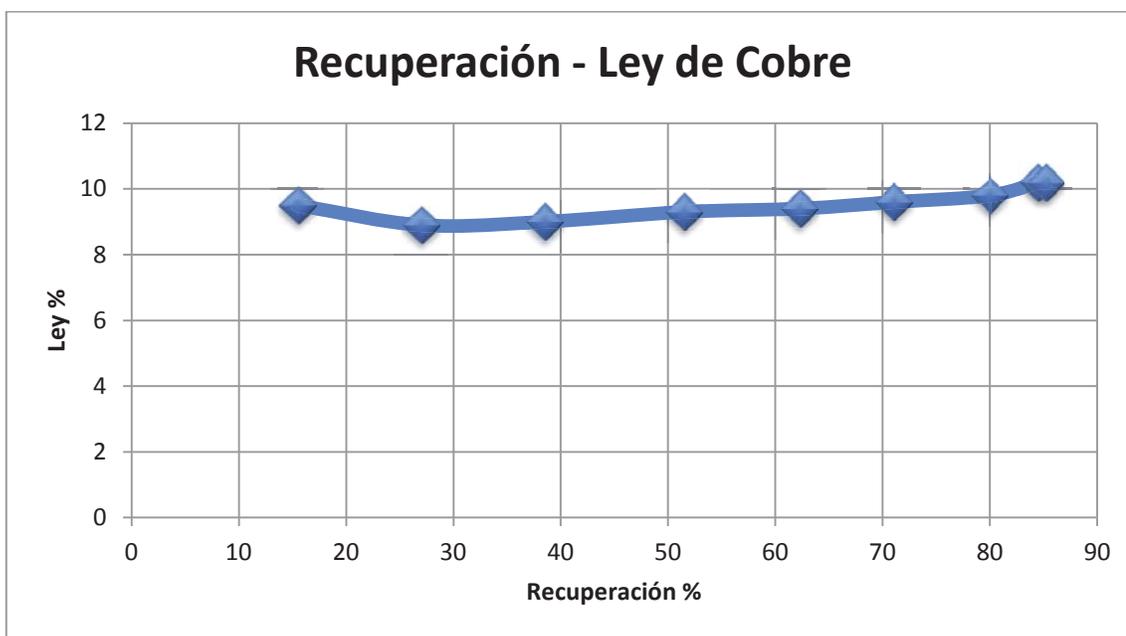


Gráfico 4-17. Curva Recuperación – Ley de Cobre

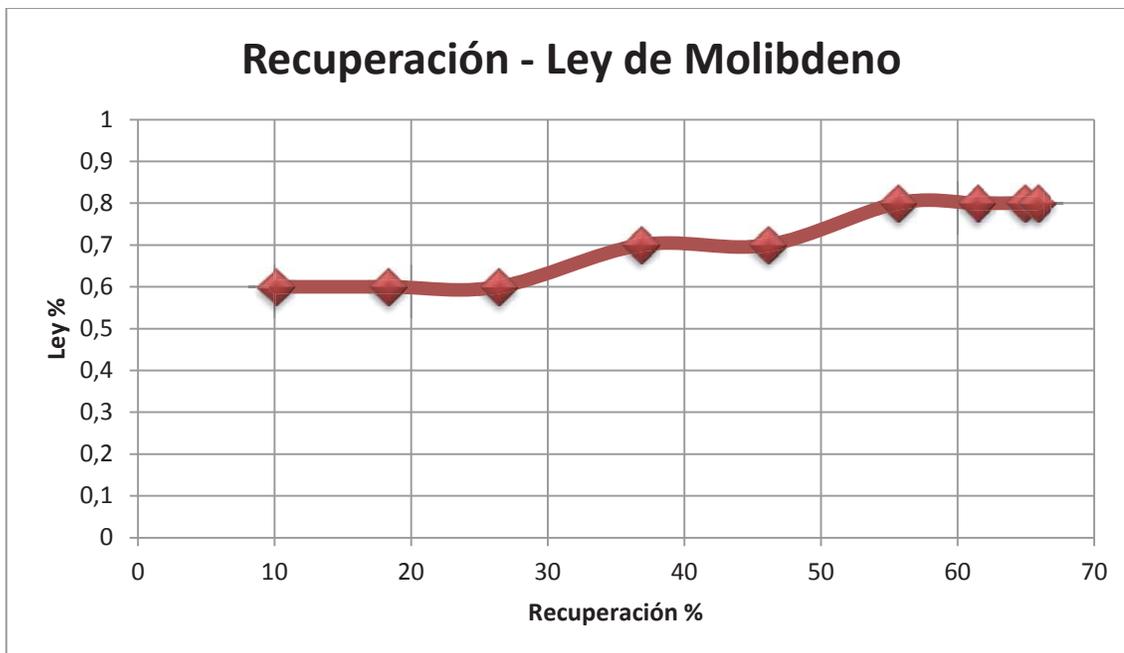


Gráfico 4-18. Curva Recuperación – Ley de Molibdeno

4.8. Comentarios

Los análisis Qemscan comprueban que el cobre se encuentra mayoritariamente presente como calcopirita siendo su presencia superior al 90 % en base cobre. De este mineral se comprueba que un 57 % se encuentra libre al moler hasta P_{80} de $210 \mu m$ mientras que solo un 14 % se encuentra ocluido.

Por otra parte la molibdenita presenta un 42 % del mineral libre y un 48 % ocluido.

Los resultados de Work Index indican un tipo de roca de dureza media con un promedio de 14 *kWh/tc*.

Respecto a los grados de molienda que se utilizaron en el estudio, los resultados obtenidos indican que en general a mayor grado de molienda se tiene mejor recuperación de cobre, aunque la diferencia de puntos de recuperación obtenidos no es sustancialmente mayor, 0,7 puntos porcentuales de diferencia entre las recuperaciones obtenidas a $150 \mu m$ y $180 \mu m$.

Las pruebas de flotación de limpieza indican que no se logra alcanzar la ley de concentrado final requerida con una sola etapa de limpieza, pero que con un tiempo de flotación de 8,5 *min* se logra una recuperación de cobre sobre el 80 % y de molibdeno sobre el 65 % con ley de concentrado de cobre igual a 10,2 %.

Los resultados de flotación en celda convencional y Jameson sugieren que el tipo de circuito más adecuado para la recuperación del cobre sea rougher – pre cleaner – cleaner – scavenger. Cabe la oportunidad de evaluar en etapas futuras del proyecto, realizar una remolienda más fina para lograr una mayor liberación del cobre y realizar una sola etapa de limpieza.

Cabe destacar que la unidad geometalúrgica 4 presenta recuperaciones de cobre del orden de 88 a 96 %, menores que unidad geometalúrgica 2 que son del orden de 91 a 97 %, esto debido principalmente al efecto producido por la exposición del mineral a efectos ambientales por su ubicación sobre el piso de limonita que separa ambas unidades.

En general, se evidencian bajos valores en la recuperación de molibdeno, bajo el 50 % salvo la muestra M-3817 que puntualmente a 180 y 150 μm presenta recuperación de 81 %.

5. Criterios de Diseño

Para el diseño de los equipos de chancado, se consideraron las curvas de fragmentación ROM de la mina a rajo abierto para el escenario PDA Fase II, que se basa en los resultados obtenidos a Febrero de 2011 ⁽⁷⁾, en base a las cuales se realizaron simulaciones por parte de las empresas FLSmidth, Metso y Sandvik del comportamiento de sus equipos frente a las condiciones planteadas en el proyecto.

Por otra parte, una vez se obtuvieron los resultados de las pruebas realizadas en laboratorio, se procedió con el diseño de diversos tipos de configuraciones del circuito de flotación colectiva. Los resultados que se obtuvieron indican que la mejor configuración del flowsheet de flotación es rougher – cleaner – scavenger, para lo cual se decidió utilizar celdas Tankcell de $300\ m^3$ en la etapa rougher y de $100\ m^3$ para la etapa scavenger ambas distribuidas por la empresa Outotec, mientras que para la etapa de remolienda se seleccionó el molino IsaMill y celda Jameson para flotación de limpieza equipos comercializados por la empresa Xstrata Technology.

El producto derivado de la Planta Concentradora de SBL será enviado a la planta de flotación selectiva que será instalada en Pocuro, la cual se encuentra a $1\ km$ de la concentradora de SBL, lugar donde serán separados el cobre y el molibdeno selectivamente para finalmente ser enviados al puerto de Ventanas y a Molimet respectivamente.

Se realizó el balance metalúrgico con la técnica de los Splitt Factor, para lo cual fueron utilizadas las recuperaciones en masa de los flujos de entrada y concentrado, así como las recuperaciones de cobre y molibdeno obtenidas en laboratorio. De esta manera se determinó el flowsheet final del proceso.

5.1. Factores de Escalamiento

Los factores de diseño varían dependiendo de la tarea a realizar, el tipo de mineral, la cinética de flotación y de molienda que presenta el mineral. En el caso del molino IsaMill tal como se señaló anteriormente los resultados de las pruebas de laboratorio son escalables en una razón 1:1, por lo cual no se requiere de factores de escalamiento para estimar los consumos de energía y determinar los grados de molienda. El caso de la celda Jameson es similar; la celda de laboratorio y la industrial utilizan el mismo downcomer y por lo tanto las mismas variables en mezcla, intensidad de energía y condiciones controladas. Para instancias donde se requiere mayor capacidad de tratamiento se utilizan más downcomer operando bajo las mismas condiciones.

Para la celda convencional de laboratorio, se utilizaron las condiciones estándar de DAND las cuales permiten llevar los resultados de las pruebas en laboratorio a escala industrial tomando en cuenta el tiempo de 11 minutos, donde las recuperaciones y leyes obtenidas en laboratorio corresponden a las que se obtienen en una celda mecánica industrial en un tiempo de 30 minutos.

5.2. Restricciones de Diseño

Para el diseño del Concentrador de SBL se tuvieron en cuenta las siguientes restricciones:

- El chancado grueso en el sector cordillera considera operar durante 340 días al año considerando un stock ROM de mineral y acogiéndose al plan de invierno actual de DAND.
- Se dispondrá de un stock principal de mineral grueso con capacidad de para 2 días de operación y un stock de emergencia con capacidad para 18 días de operación. Ambos se ubicarán en el sector valle.

- Se considera que es factible realizar el peralte de la canaleta colectiva de relaves para dar abasto a la cantidad de relaves generados por el nuevo concentrador.

Para la disposición general de los productos y necesidades del concentrador se consideran los siguientes criterios:

- Las operaciones unitarias del concentrador de SBL se distribuyen entre dos sectores, chancado grueso y traspaso de mineral en el sector cordillera y concentración de mineral en el sector valle Pocuro.
- El manejo de pulpas tratadas será mediante espesaje convencional en Planta.
- El manejo de relaves producidos será mediante espesaje de alta intensidad en Planta.
- El envío de concentrado será a través de tuberías por la ruta requerida hacia la Planta de flotación selectiva de Cu y Mo en Pocuro.
- Suministro de energía eléctrica desde sistema de alta tensión, Central Polpaico en el sistema interconectado central en 220 kV.

5.3. Criterios de Diseño Hidráulico

5.3.1. Factores de Utilización

Los siguientes son los factores de utilización considerados para el diseño de planta:

- Se considera para el chancado grueso un factor de utilización de 75%.
- Para el proceso de chancado fino se considera un factor de utilización de 85%.

- Para los procesos de molienda y flotación se considera un factor de utilización de 95%.
- Para el transporte de concentrado y relaves se considera un factor de utilización de 95%.

5.3.2. Características de sólidos

Las gravedades específicas asociadas a los sólidos son las siguientes:

- Alimentación chancado grueso mineral ROM : 2,65 t/m³
- Alimentación a molienda y flotación rougher : 2,65 t/m³
- Concentrado flotación rougher : 3,00 t/m³
- Relave flotación rougher : 2,62 t/m³
- Alimentación a remolienda : 3,22 t/m³
- Alimentación flotación pre cleaner : 3,30 t/m³
- Concentrado flotación pre cleaner : 3,58 t/m³
- Alimentación flotación scavenger : 3,23 t/m³
- Concentrado flotación scavenger : 3,50 t/m³
- Relave flotación scavenger : 2,99 t/m³
- Concentrado flotación cleaner : 4,18 t/m³
- Relave flotación cleaner : 3,46 t/m³
- Relave general : 2,64 t/m³

5.4. Criterios de Diseño Civil/Estructural

Los criterios de diseño civil y estructural se establecen a continuación:

- En el sector de chancado de gruesos se considera generar una caverna que contará con acceso para personal a través del Nodo 3500.

- Se considera instalar puentes grúa en la caverna de chancado grueso y en los edificios de chancado fino, molienda y flotación.
- Para este nivel de ingeniería no se considerar que hay interferencia de rocas o glaciares en los sectores a cavar.
- La (s) plataforma (s) debe (n) permitir albergar todas las instalaciones de proceso y Planta, más casa de cambio, salas de control, laboratorios, bodega y estacionamientos para vehículos pesados y livianos.

En cuanto a la operación del Concentrador de SBL se consideran las siguientes obras:

- Se considera el peralte desde la Planta Concentradora de SBL hasta la entrada del túnel 3A de la canaleta actual de relaves y el peralte de la canaleta colectiva desde el sector señalado hasta el tranque de relaves Ovejería.
- Los sectores de operación estarán ubicados bajo edificio cubierto.

5.5. Criterios Generales

Los criterios generales para el plan minero en el escenario expansión se especifican a continuación:

Movimiento de Mineralizado	:	255 <i>Mton</i>
Inicio de Operación	:	2019
Duración de Operación (<i>años</i>)	:	18
Período de Operación Anual (<i>días</i>)	:	360
Ritmo de Tratamiento SBL	:	42 <i>ktpd</i>
Tratamiento Nominal	:	1.842 <i>tph</i>
Factor de Diseño	:	1,2
Ley de Cu (%)	:	0,31 % CuT

Ley de Mo (ppm)	:	45 p.p.m. Mo
Ley de Concentrado de Cu (%)	:	> 25
Ley de Concentrado de Mo (%)	:	> 0,4

5.6. Balance de Mineral

En las secciones de chancado grueso, fino y molienda unitaria el desarrollo del balance de mineral fue simulado y provisto por las empresas Metso, Sandvik y FLSmidth entregando el detalle del equipo requerido para la operación.

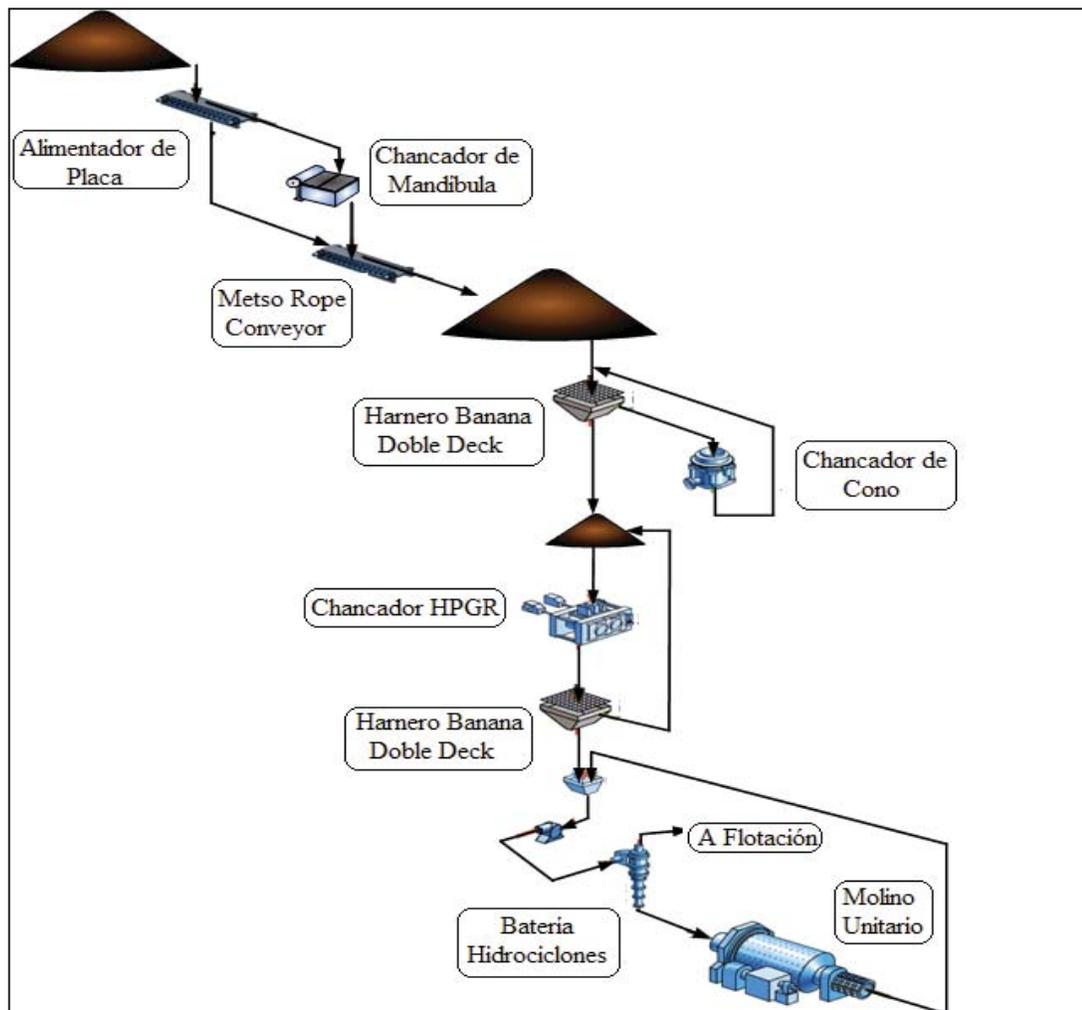


Figura 5-1. Diagrama de flujo circuito de chancado y molienda Planta Concentradora SBL

5.7. Balance Metalúrgico

Para el diseño y evaluación de la Planta Concentradora de SBL se aplicó la técnica de factores de separación definidos por la recuperación de cada elemento en las distintas operaciones del proceso. La aplicabilidad del método se fundamenta en la hipótesis de que los parámetros (R y k) son relativamente insensibles frente a modificaciones en la configuración del circuito. Esta aproximación es particularmente válida cuando los flujos de recirculación son pequeños en relación a los flujos de alimentación directa y/o si la composición de la carga circulante es similar a la de alimentación fresca en la respectiva etapa de flotación. En la práctica, las condiciones anteriores se cumplen en gran medida en todos aquellos circuitos de flotación operando bajo condiciones normales de trabajo⁽⁸⁾.

En la práctica industrial se combinan flujos con leyes parecidas antes alimentarlos a una etapa específica de flotación como también se trata de maximizar las recuperaciones parciales de cada elemento valioso en las primeras etapas de flotación, aumentando por tanto el tiempo de flotación hasta su nivel óptimo y manteniendo bajo control las cargas circulantes en cada etapa de flotación a objeto de estabilizar la operación global del circuito y alcanzar resultados metalúrgicamente aceptables.

El valor de los factores de separación, depende de las condiciones y factores que gobiernan el proceso de flotación como el tiempo de residencia, propiedades físico – químicas de la pulpa, dinámica de flujo del equipo de flotación y características de flotabilidad de las partículas (i.e, tamaño de partícula, grado de liberación, etc.)

En general, la aplicación de esta técnica lleva al desarrollo de un sistema de ecuaciones que puede resolverse mediante técnicas convencionales. Este método permite simular las operaciones de separación y unión de flujos, comúnmente encontradas en un diagrama de flujo de flotación.

Luego de la ejecución de pruebas experimentales para determinar los parámetros de separación requeridos y el desarrollo del sistema de ecuaciones el diagrama de flujos propuesto es el siguiente:

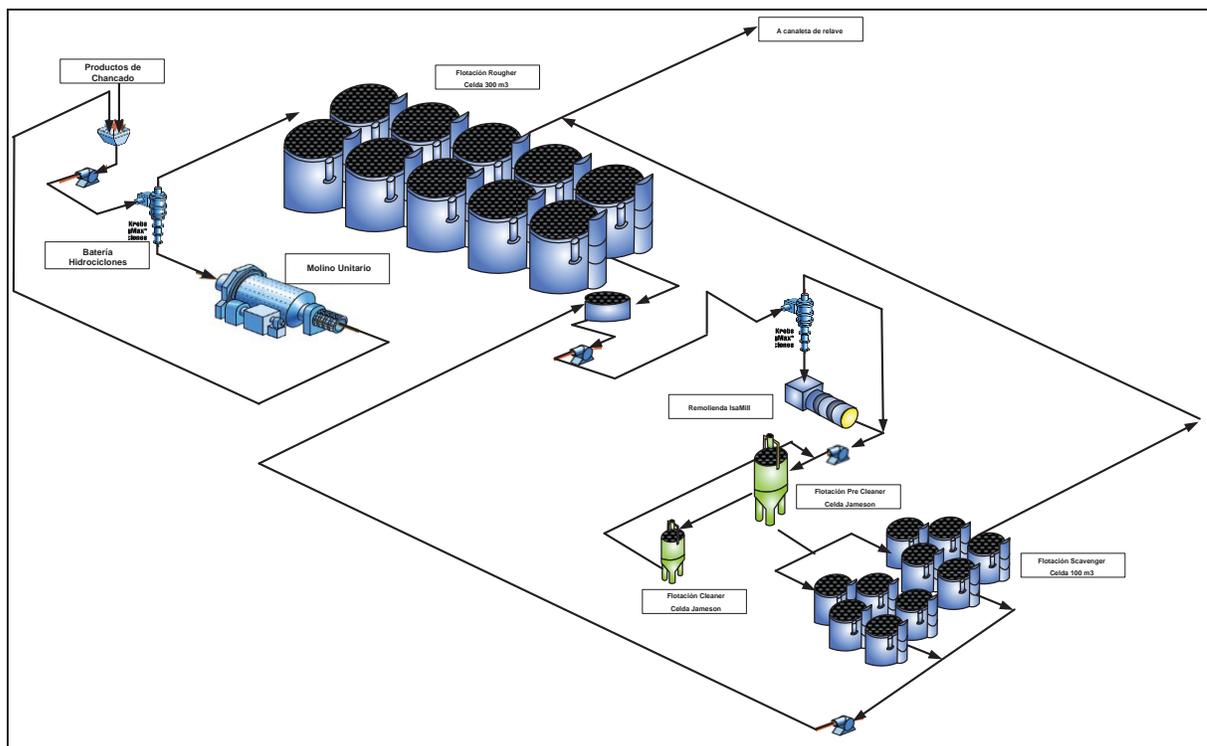


Figura 5-2. Diagrama de flujo circuito de flotación Planta Concentradora SBL

Para la etapa de flotación rougher, el tiempo utilizado para diseño fueron 12,63 minutos, para la flotación de limpieza en celda Jameson se utilizaron 26 minutos y para la flotación scavenger 42 minutos; esta última, en base a referencia de operación en planta. Desde las curvas cinéticas de recuperación los factores de separación utilizados son los siguientes.

Etapa	Peso	Cobre	Molibdeno
Rougher	9,19 %	94,11 %	46,97 %
Jameson Pre Cleaner	23,80 %	84,99 %	65,80 %
Jameson Cleaner	18,90 %	62,16 %	46,10 %
Scavenger	50,37 %	98,10 %	98,16 %

Tabla 5-1. Factores de separación a tiempo fijo

El número de incógnitas del balance metalúrgico corresponde a nueve, determinadas por el número de corrientes del proceso. Las ecuaciones planteadas son las siguientes:

- Cuatro balances, uno por cada etapa del proceso
- Tres balances, uno por cada nodo
- Tres balances, considerando los factores de separación por cada etapa de recuperación

Resolviendo el sistema de ecuaciones anterior se obtuvieron los siguientes flujos y contenidos de cobre y molibdeno:

Corriente	Flujo <i>tph</i>	Cobre <i>tph</i>	Molibdeno <i>tph</i>
1	1.842	5,71	0,083
2	169	5,37	0,039
3	1.673	0,34	0,044
4	323	6,86	0,081
5	400	10,12	0,126
6	95	8,60	0,083
7	305	1,52	0,043
8	18	5,35	0,038
9	72	3,25	0,045
10	154	1,49	0,042
11	151	0,03	0,001

Tabla 5-2. Flujos y contenidos de cobre y molibdeno Planta Concentradora SBL

El balance de finos y leyes por etapas son las siguientes:

Balance de Cu									
	Alimentación			Concentrado			Relave		
Etapas	Flujo total (tph)	Finos Cu (tph)	Ley Cu%	Flujo total (tph)	Finos Cu (tph)	Ley Cu%	Flujo total (tph)	Finos Cu (tph)	Ley Cu%
F. Colectiva	1842,11	5,711	0,31	18,00	5,345	29,70	1824,11	0,045	0,0025
Rougher	1.842,11	5,711	0,31	169,29	5,374	3,17	1.672,82	0,336	0,003
Pre Cleaner	400,06	10,118	2,53	95,21	8,599	9,03	304,84	1,519	0,014
Cleaner	95,21	8,599	9,03	18,00	5,345	29,70	77,22	3,254	0,058
Scavenger	304,84	1,519	0,50	153,55	1,490	0,97	151,29	0,029	0,001

Tabla 5-3. Balance de finos Cu Planta Concentradora SBL

Balance de Mo									
	Alimentación			Concentrado			Relave		
Etapa	Flujo total (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo%	Flujo total (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo%	Flujo total (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo%
F. Colectiva	1842,11	0,0829	0,0045	18,00	0,0381	0,2120	1824,11	0,0448	0,0025
Rougher	1842,11	0,0829	0,0045	169,29	0,0389	0,0230	1672,82	0,0440	0,0026
Pre Cleaner	400,06	0,1257	0,0314	95,21	0,0827	0,0869	304,84	0,0430	0,0141
Cleaner	95,21	0,0827	0,0869	18,00	0,0381	0,2120	77,22	0,0446	0,0578
Scavenger	304,84	0,0430	0,0141	153,55	0,0422	0,0275	151,29	0,0008	0,0005

Tabla 5-4. Balance de finos Mo Planta Concentradora SBL

El balance presentado anteriormente fue realizado con la ley de cabeza promedio determinada en el trabajo realizado para determinar las curvas tonelaje – ley de SBL hecho con las topografías del año 2012 de la mina rajo abierto de DAND y el modelo de bloque 2011. Estas se pueden encontrar en el Anexo D – Otros.

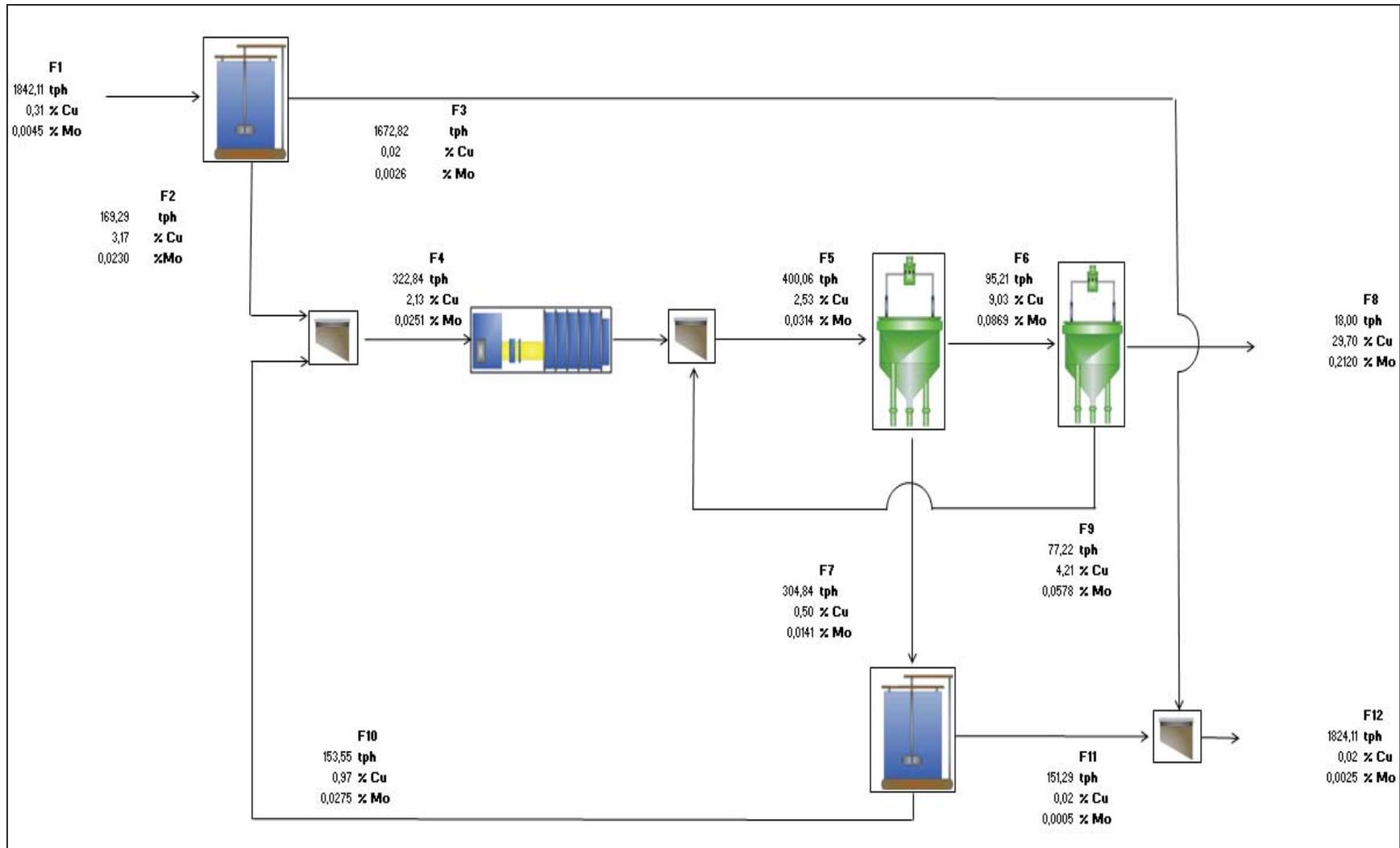


Figura 5-3. Diagrama de flujo con leyes de cobre y molibdeno.

5.8. Criterios Específicos de Proceso

5.8.1. Chancado de Mineral

➤ *Chancado Primario*

Flujo a procesar	:	Mineralizado Run Off Mine
Tonelaje	:	3.111 <i>tph</i>
Tipo de chancador	:	Mandíbula
Número de chancadores	:	2
O.S.S.	:	6'' a 7''
Clasificación	:	Harnero tipo banana doble bandeja

➤ *Chancado Secundario*

Flujo a procesar	:	Productos chancado 1°
Tonelaje	:	2.471 <i>tph</i>
Tipo de chancador	:	Cono MP 1000
Número de chancadores	:	2
C.S.S.	:	2''
Clasificación	:	Harnero tipo banana doble bandeja

➤ *Chancado Terciario*

Flujo a procesar	:	Productos chancado 2°
Tonelaje	:	2.471 <i>tph</i>
Tipo de chancador	:	HPGR F4200
Número de chancadores	:	2
C.S.S.	:	1/2''

Clasificación	:	Harnero tipo banana doble bandeja
---------------	---	-----------------------------------

5.8.2. Transporte de Mineral

Flujo a procesar	:	Mineral producto de chancado grueso
Tonelaje	:	3.200 <i>tph</i>
Tipo de correa de transporte	:	Metso Rope Conveyor Cable Belt

5.8.3. Acopio de Gruesos

Se considerar una capacidad viva de acopio para 20 días de operación continua, esto se traduce en un stock pile de 1 *Mton*. El stock pile será llenado entre noviembre y abril a un ritmo de 5.600 toneladas diarias

5.8.4. Molienda

Flujo a procesar	:	Producto chancado 3°
Alimentación Fresca	:	2.211 <i>tph</i>
Tipo de molino	:	Unitario (25,5' x 38')
Número de molinos	:	2
Wi mineral	:	14,0 <i>kWh/tc</i>
Wi diseño	:	0,94 x Wi Mineral
S.G. mineral	:	2,65 <i>ton/m³</i>
Tamaño alimentación (F_{80})	:	1/2''
Tamaño descarga (P_{80})	:	180
Porcentaje de sólidos	:	62 %
Eficiencia del motor	:	85 %

5.8.5. Flotación

➤ *Flotación Rougher*

Flujo a procesar	:	Productos molienda
Tonelaje	:	2.211 <i>tph</i>
Volumen útil celdas	:	85 %
Tiempo de residencia	:	34,45 <i>min</i>
Tipo de celda	:	Mecánica 300 m^3
Número de celdas	:	10
Bancos	:	2 Configuración 1-1-1-1-1

Porcentaje de sólidos en peso (% *p/p*; *Cp*)

• Alimentación	:	38,0 %
• Concentrado labio	:	24,7 %
• Cola	:	40,1 %

Gravedad específica de sólidos

• Alimentación	:	2,65 ton/m^3
• Concentrado	:	3,00 ton/m^3
• Cola	:	2,62 ton/m^3

Ley de alimentación de Cu	:	0,31 %
Ley de alimentación de Mo	:	0,0045 %
Ley de concentrado de Cu	:	3,17 %
Recuperación de Cu	:	94,11 %
Ley de concentrado de Mo	:	0,023 %
Recuperación de Mo	:	46,02 %

➤ **Remolienda**

Flujo a procesar	:	Concentrados de Flotación Rougher y Scavenger
Alimentación Fresca	:	388 <i>tph</i>
Tipo de molino	:	IsaMill M5000
Número de molinos	:	2
S.G. mineral	:	3,22 <i>ton/m³</i>
Tamaño alimentación (F_{80})	:	176 μm
Tamaño descarga (P_{80})	:	30 μm
Porcentaje de sólidos	:	50 %
Eficiencia del motor	:	95 %

➤ **Flotación Pre Limpieza**

Flujo a procesar	:	Productos Remolienda
Tonelaje	:	480 <i>tph</i>
Tipo de celda	:	Jameson B6500/24
Número de celdas	:	1
Porcentaje de sólidos (% <i>p/p</i> ; <i>C_p</i>)		
• Alimentación	:	28,0 %
• Concentrado diluido	:	30,0 %
• Cola	:	25,2 %
Gravedad específica de sólidos		
• Alimentación	:	3,22 <i>ton/m³</i>
• Concentrado	:	3,58 <i>ton/m³</i>
• Cola	:	3,23 <i>ton/m³</i>

Ley de alimentación de Cu	:	2,53 %
Ley de alimentación de Mo	:	0,0314 %
Ley de concentrado de Cu	:	9,03 %
Recuperación de Cu	:	84,99 %
Ley de concentrado de Mo	:	0,0869 %
Recuperación de Mo	:	65,80 %

➤ **Flotación Limpieza**

Flujo a procesar	:	Productos Flotación Pre Limpieza
Tonelaje	:	115 <i>tph</i>
Tipo de celda	:	Jameson B2532/6
Número de celdas	:	1

Porcentaje de sólidos (% p/p; Cp)

- Alimentación : 30,0 %
- Concentrado diluido : 35,0 %
- Cola : 21,0 %

Gravedad específica de sólidos

- Alimentación : 3,58 ton/m^3
- Concentrado : 4,18 ton/m^3
- Cola : 3,46 ton/m^3

Ley de alimentación de Cu	:	9,03 %
Ley de alimentación de Mo	:	0,0869 %
Ley de concentrado de Cu	:	29,70 %
Recuperación de Cu	:	62,16 %
Ley de concentrado de Mo	:	0,2120 %
Recuperación de Mo	:	46,10 %

➤ *Flotación Scavenger*

Flujo a procesar	:	Colas Flotación Cleaner
Tonelaje	:	366 <i>tph</i>
Volumen útil celdas	:	85 %
Tiempo de residencia	:	42 <i>min</i>
Tipo de celda	:	Mecánica 100 m^3
Número de celdas	:	10
Bancos	:	2 configuración 1-2-2

Porcentaje de sólidos en peso (% *p/p*; *Cp*)

• Alimentación	:	25,2 %
• Concentrado labio	:	24,5 %
• Cola	:	20,0 %

Gravedad específica de sólidos

• Alimentación	:	3,23 t/m^3
• Concentrado	:	3,50 t/m^3
• Cola	:	2,99 t/m^3

Ley de alimentación de Cu	:	0,50 %
Ley de alimentación de Mo	:	0,0141 %
Ley de concentrado de Cu	:	0,97 %
Recuperación de Cu	:	98,10 %
Ley de concentrado de Mo	:	0,0275 %
Recuperación de Mo	:	98,16 %

5.8.6. Sistema de Espesamiento

➤ *Espesamiento de Concentrado*

Flujo a procesar	:	Concentrado Flotación Cleaner
Tonelaje	:	22 <i>tph</i>
Diámetro espesador	:	1,9 <i>m</i>
Área espesador	:	2,7 <i>m</i> ²
Tipo de espesador	:	Convencional
Número de espesadores	:	1
Adición de floculante	:	10 <i>g/ton</i>

Porcentaje de sólidos en peso (% *p/p*; *Cp*)

• Alimentación	:	35,0 %
• Producto	:	55,0 %

➤ *Espesamiento de Relave*

Flujo a procesar	:	Relave Flotación Rougher y Scavenger
Tonelaje	:	2.189 <i>tph</i>
Diámetro espesador	:	48,5 <i>m</i>
Área espesador	:	1.849 <i>m</i> ²
Tipo de espesador	:	High Rate
Número de espesadores	:	2
Adición floculante	:	10 <i>g/ton</i>

Porcentaje de sólidos en peso (% *p/p*; *Cp*)

• Alimentación	:	37,1 %
• Producto	:	60,0 %

5.9. Balance de Aguas

La División cuenta con una serie de derechos utilizados en la Planta Concentradora Cordillera y otros destinados a la Planta Concentradora Valle, además, ciertos efluentes, aguas de descarte y derechos que se encuentran en trámite. El presente proyecto considera un make up de agua fresca de 361 *lps* para la Planta Concentradora de SBL. Se establece un 20 % sobre la condición anterior, con lo que se alcanza un make up de agua fresca de 433 *lps*.

5.9.1. Sistema de Impulsión de Aguas Frescas

El suministro de agua fresca considerado en el presente proyecto corresponde a 120 *lps* de efluente mixto captado en la Planta de Productos Comerciales, 100 *lps* de aguas de descarte captadas en el espesador N°1, 220 *lps* captados en la bocatoma de Potrero Escondido, derecho que se encuentra actualmente en trámite, y 15 *lps* del flujo recirculado desde Ovejería en el Proyecto PDA Fase II.

Para hacer uso de las fuentes mencionadas, se considera la construcción de dos estanques de 3450 m^3 para almacenamiento de agua fresca. Estos estanques han sido diseñados para operar durante cuatro horas continuas.

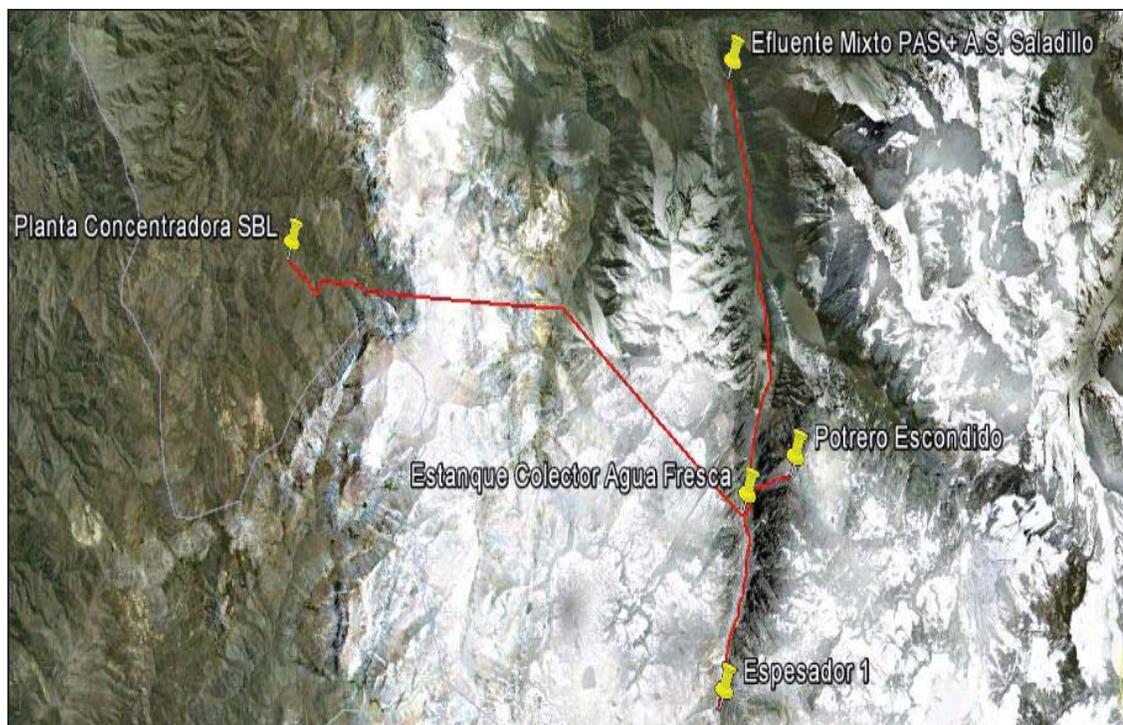


Figura 5-4. Fuentes de agua fresca

5.9.2. Impulsión de Aguas Recuperadas en Planta

Los procesos de espesamiento de relaves y concentrado permiten la recuperación de aguas la cual será enviada hasta tres estanque de 3000 m^3 de capacidad que permiten la operación de la planta durante cuatro horas continuas.

El caudal nominal de agua de proceso recuperada es 527 lps , con un caudal de diseño de 633 lps .

6. Descripción del Proyecto

6.1. Descripción General

El proyecto Tratamiento de Sulfuros de Baja Ley contempla el tratamiento de 42 *ktpd* nominales de mineral bajo la ley de corte anual por un período de 18 años con lo que se estima se libere una capacidad desde botadero de 255 *Mton*. Se considera que la operación se realizará durante 360 días al año.

Del plan minero PND 2012 la ley promedio es 0,26 % de CuT entre los años 2019 a 2036, período de operación de la planta, con 45 *p.p.m.* de contenido de molibdeno.

El diseño de la Planta Concentradora de SBL no contempla el tratamiento del total de SBL por lo que la ley promedio de cobre puede aumentarse al aplicar leyes de corte al SBL mediante las curvas Tonelaje – Ley anuales. Según un estudio realizado durante el desarrollo del proyecto con los datos del modelo de bloques 2011 y las topografías de la mina rajo abierto del año 2012 el valor promedio de contenido de cobre es 0,31 % aplicando una ley de corte anual variable a los SBL, y no 0,2 % como se señala en los planes mineros. Las tablas que detallan lo anterior se pueden encontrar en el Anexo E – Estudios Preliminares.

Las operaciones unitarias a desarrollar en planta son:

- Sistema de Manejo y Chancado de Mineral
 - _ Traspaso de mineral
 - _ Chancado grueso
 - _ Transporte de mineral Cordillera – Valle

- Planta Concentradora
 - _ Chancado fino convencional y HPGR
 - _ Molienda unitaria
 - _ Flotación rougher

- _ Remolienda IsaMill
- _ Flotación cleaner
- _ Flotación scavenger

- Manejo de Relaves
 - _ Espesaje de relaves
 - _ Impulsión de relaves

- Manejo de Concentrado
 - _ Espesaje de concentrado
 - _ Impulsión de concentrado a planta de flotación selectiva Pocuro

6.3. Sistema de Manejo de Mineral

En el desarrollo del proyecto de Tratamiento de Sulfuros de Baja Ley se contemplaron las siguientes opciones:

- Chancado grueso y transporte de mineral desde la mina a rajo abierto hasta Cerro Extravío utilizando un mecanismo de correas elevadas. En este caso se considera implementar la correa Ropecon, un tipo de correas elevadas que puede sortear con las dificultades geográficas encontradas sitios como la ubicación de las faenas de extracción de mineral de DAND.

- Chancado grueso y transporte de mineral desde la mina a rajo abierto hasta Pocuro mediante un sistema de traspaso que se comunica con el túnel 1 que llega hasta Pocuro. En este caso se considera implementar la correa Metso Rope Conveyor (MRC). Este es un sistema de correas de última generación, son versátiles en el manejo de curvas en 3D, requieren de baja mantención y tienen una alta disponibilidad razones que la hacen de especial interés para ser anclada en el techo del túnel 1.

Luego de realizar la evaluación económica y comparar los resultados entregados por ambas alternativas se eligió la opción de transportar el mineral hasta Pocuro con la correa MRC.



Figura 6-1. Instalación de Metso Rope Conveyor

6.3.1. Descripción del Sistema Evaluado

Para disponer de un flujo la alimentación de mineral se propone la construcción de piques de traspaso ubicados hacia el noroeste del Nudo 3500, sector Los Milos, en la cota 3.500 *m.s.n.m.* desde los cuales el mineral ROM será alimentado a los chancadores primarios para que el producto de éstos se envíe mediante la MRC hasta el valle Pocuro.

Este tipo de correa puede contar con un tiempo de utilización de hasta 95 %, pero debido a las condiciones del proyecto queda limitada a la disponibilidad del chancado primario (75 %) al no contar con stock pile de mineral producto de chancado primario.

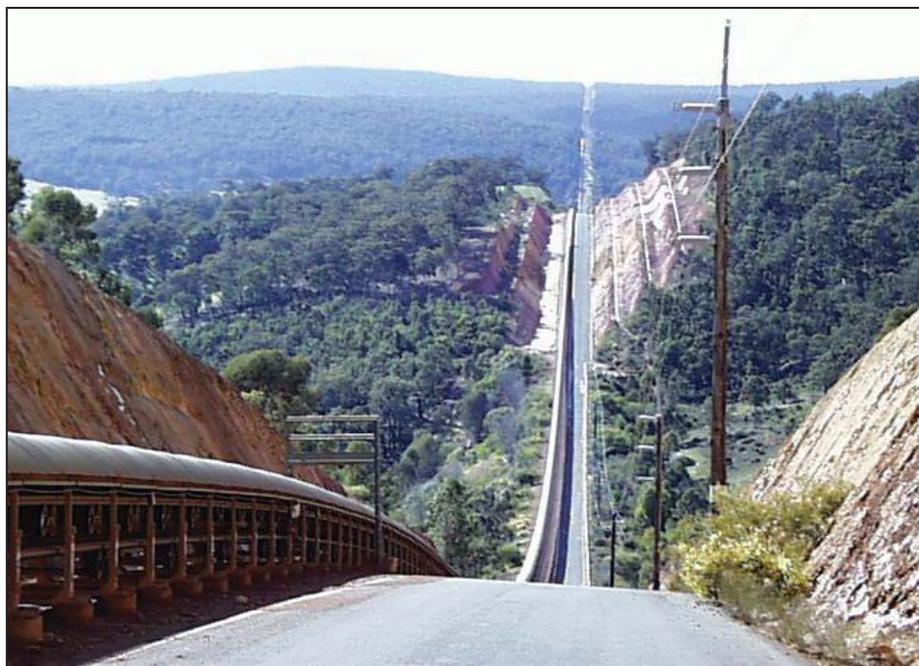


Figura 6-2. Instalación de MRC en Worsley Alumina Australia, largo correa 51,4 km

El mineral transportado hasta Pocuro será depositado en un stock con capacidad viva para 18 días de operación; además de contar con stock principal con capacidad para 2 días de operación, para luego ser procesado en planta. Como producto se obtendrá un concentrado colectivo que será enviado hasta la nueva planta de flotación selectiva a instalarse en Pocuro con la implementación del PDA Fase II.

6.4. Planta Concentradora de SBL

La planta ha sido diseñada para el tratamiento de 42 *ktpd* de mineral, considerando una utilización de 75 % en chancado grueso, 85 % en chancado fino y 95 % en molienda y flotación. La alimentación de la planta es provisto por el mineral de baja ley de la mina rajo abierto de DAND que se encuentra sobre la ley de corte impuesta a los SBL.

La recepción del mineral será en stock principal dispuesto hacia el costado este de la planta. El concentrado obtenido será descargador en un espesador que lo acondicionará antes de transportarlo hasta la planta de flotación selectiva en Pocuro. Los relaves producidos serán

enviados a un espesador, para luego ser bombeados a la canaleta de relaves y ser conducidos hasta el tranque de relaves Ovejería. El proyecto considera inversiones en el peralte de la canaleta actual de secciones $0,8 \times 1,2 \text{ m}^2$ y la canaleta colectiva $1,5 \times 1,75 \text{ m}^2$ de sección transversal.

El layout de la planta concentradora de SBL se presenta en la *Figura 6-3*.

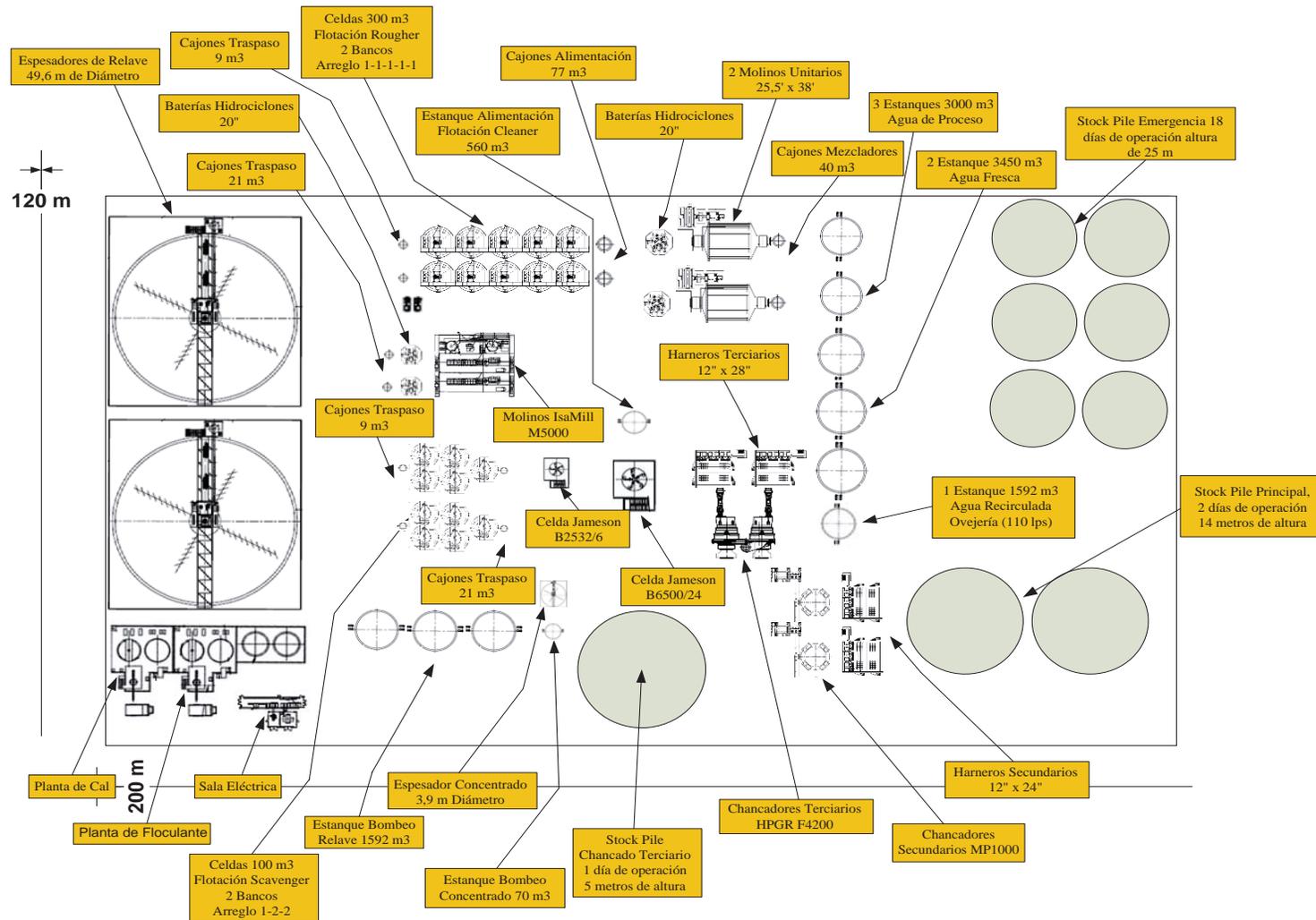


Figura 6-3. Layout Planta Concentradora SBL

6.5. Manejo de Relaves

El manejo de relaves se divide en los sistemas de espesaje e impulsión de relaves. Estos se describen a continuación.

6.5.1. Espesaje de Relaves

Los relaves provenientes de la flotación rougher y scavenger se descargan a razón de 529 *lps* como valor medio y 635 *lps* como flujo máximo, los cuales son conducidos gravitacionalmente hasta un espesador de alta intensidad. En este equipo los relaves son espesados hasta alcanzar un porcentaje de contenido de sólidos de 60 % de manera que se recupere la mayor cantidad de agua de proceso para ser impulsada por un sistema de bombeo hasta los estanques de almacenamiento de agua de proceso, de capacidad para 4 horas de operación continua, y ser recirculada al proceso.

El relave espesado se impulsa a través de una tubería de acero hasta la canaleta actual de relaves, para que en la entrada al túnel 3A se realice el traspaso a la canaleta colectiva.

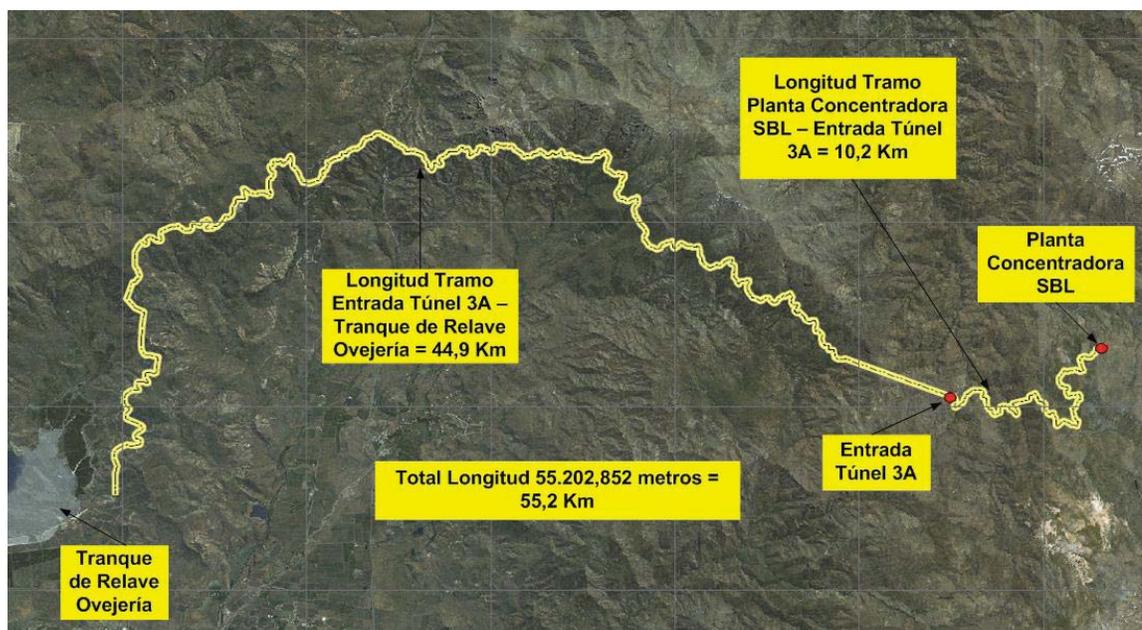


Figura 6-4. Tramos recorridos por canaleta de relaves

6.5.2. Sistema de Bombeo de Relave

Una vez espesados los relaves son transportados por un tren de bombas compuesto por cuatro unidades de 585 *HP* cada bomba (3 operando y 1 standby).

Para llevar a cabo el transporte hidráulico hasta Ovejería se considera dentro de la evaluación el peralte de 44 *cm* de la canaleta actual por un tramo de 10,4 *km* correspondientes a la canaleta actual y el peralte de 23 *cm* por un tramo de 44,9 *km* correspondientes al tramo entre la entrada al túnel 3A y la descarga en el tranque Ovejería de la canaleta colectiva.

6.6. Manejo de Concentrado

El manejo de concentrado se realiza en dos partes, espesamiento de concentrado e impulsión de ésta hasta la planta de flotación selectiva a instalarse en Pocuro.

6.6.1. Espesaje de Concentrado

El concentrado final producido a razón de 5 *lps* en condiciones normales y 6 *lps* en condiciones máximas por la celda Jameson, es enviado hasta un espesador convencional con un contenido de sólidos de 35 %. Como producto de esta operación, se obtiene un concentrado con 55 % de sólidos en pulpa.

El agua recuperada en el proceso se impulsa a través del mismo tren de bombas que impulsan las aguas recuperadas de relaves hasta los estanques de almacenamiento de aguas de proceso.

6.6.2. Impulsión de Concentrado hasta Pocuro

El sistema de impulsión se compone de dos bombas de 205 *HP* (1 operativa y 1 standby) las cuales transportan el concentrado por una distancia de 1 *km* y una diferencia de cotas de 140 *m* hasta la planta de flotación selectiva en Pocuro.



Figura 6-5. Tramo recorrido impulsión de concentrado

6.7. Planta Flotación Selectiva Pocuro

Para esta etapa de ingeniería no se considera una evaluación de capacidad ni desempeño metalúrgico de esta planta ya que se el proyecto PDA Fase II aún se encuentra en desarrollo.

7. Plan de Cierre

Las instalaciones involucradas en el cierre de la Planta Concentradora de SBL son las siguientes:

- Sistema de traspaso y chancado de mineral
- Sistema de manejo de aguas frescas
- Planta Concentradora
- Conducción de relaves
- Conducción de concentrado

Los tópicos de interés relacionados con el plan de cierre y abandono de la Planta Concentradora de SBL una vez terminada la operación tienen relación con la generación de ácido y lixiviación de metales remanentes en el sector planta.

A continuación se describen las obras de cierre y de mitigación de vulnerabilidades previstas para el proyecto.

- Con el objetivo de evitar accidentes a terceras personas que accedan al sitio, todas las instalaciones superficiales serán desmanteladas. Las instalaciones como tuberías y otras que se encuentren cubiertas serán dejadas en el lugar. El terreno será nivelado para armonizar con el paisaje.
- Todas las conducciones, ya sean de relaves, aguas y/o concentrado superficiales, en canaleta o tubería, deberán ser desmanteladas. Las conducciones mediante tubería que se encuentran enterradas serán dejadas en el lugar preocupándose de que estos terrenos no presenten grandes desniveles.

Los costos de cierre y abandono se presentan en la *Tabla 7-1* los cuales han sido evaluados en base a un 23 % del costo total directo de inversión, éste se presenta en el Capítulo 8 –

Estimación de Costos de Capital de Inversión y de Operación, además considera un 30 % sobre este valor por contingencias.

Costos Total US\$	121.859.025
Contingencias 30 %	36.557.707
TOTAL US\$	158.416.732

Tabla 7-1. Costos de cierre y abandono Planta Concentradora de SBL

8. Estimación de Capital de Inversión

8.1. Criterios Generales

Los criterios generales que se emplean para la estimación de los costos de inversión del presente proyecto son los siguientes:

- Para el cálculo de las inversiones se utilizaron las estimaciones de otros estudios de Ingeniería de Perfil desarrollados por DAND ⁽⁹⁾.
- Cotizaciones referenciales de equipos entregadas por empresas del rubro minero.
- La moneda de referencia es el dólar americano, con una tasa de cambio de 517 \$/US\$, de acuerdo con los Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2013 ⁽¹⁰⁾.
- La estimación de inversiones se presenta según el siguiente quiebre:
 - Costos Directos de Inversión.
 - Costos Indirectos de Inversión.
 - Contingencias.
 - Costos del Dueño

8.2. Criterios Para la Estimación de Costos Directos

Para la estimación de costos directos se consideran los costos directos de los equipos y los costos de recargo de inversión.

Para la definición de los costos directos de equipos se consideran los siguientes criterios principales:

- Los costos directos de equipos se dividen en costos de adquisición, costo de flete y costo de construcción y montaje. Las compras del dueño consideradas para el proyecto son de adquisición nacional e internacional.
- Los costos de adquisición de equipos y materiales principales se obtuvieron a partir de cotizaciones con empresas y de actualizaciones de precios de Ingenierías de Perfil anteriores, para lo cual se utilizó el Marshall & Swift Equipment Cost Index de abril de 2012. El detalle puede encontrarse en el Anexo C “Evaluación Económica”.
- Para los equipos menores y materiales relevantes se factorizó en función de porcentajes sobre equipos.
- Los costos directos de construcción y montaje consideran el costo de mano de obra, incluyendo salarios, beneficios adicionales y seguridad, materiales consumibles y herramientas de montaje, así como el costo de los equipos que serán usados para la construcción.

La tabla a continuación presenta los porcentajes correspondientes a costos directos de inversión de equipos:

Flete Santiago – Los Andes	4,00 %
Flete Internacional	12,00 %
Montaje de bombas, agitadores y filtros	10,00 %
Montaje de estanque de fondo plano	10,00 %
Montaje de filtros	10,00 %
Montaje de estanques autosustentables	10,00 %
Montaje de chancadores	10,00 %
Montaje de molinos	10,00 %

Tabla 8-2. Porcentaje costos directos de inversión en equipos.

Los costos de recargo a los costos directos de inversión considerando costos de equipos, fletes y montaje son:

Estructuras y calderería	3,00 %
Piping	10,00 %
Instrumentación	10,00 %
Fuerza e iluminación	10,00 %
Construcción y desarrollos de sitios	25,00 %

Tabla 8-3. Porcentaje costos de recargo a los costos de inversión.

8.3. Criterios Para la Estimación de Costos Indirectos

Los costos indirectos se quiebran según las siguientes partidas: Arriendo maquinarias, garantías, administración, ingeniería, inspección, puesta en marcha y asistencia de vendedores:

La tabla a continuación presenta los porcentajes correspondientes a los costos indirectos que se aplican sobre el costo total directo:

Arriendo maquinarias	5,00 %
Garantías	3,00 %
Administración, ingeniería, inspección y puesta en marcha	6,00 %
Asistencia de vendedores	2,00 %

Tabla 8-4. Porcentaje costos indirectos de inversión.

8.4. Contingencias

Las contingencias son valores adicionales a los ya indicados, que cubren futuras situaciones que no han sido cubiertas por los diseños realizados y comprende situaciones no conocidas del proyecto, imprevistos, omisiones, cambios de programación, cambios menores de diseño, huelgas, etc.

Para efectos del presente estudio, la contingencia se considera como el 30 % del valor estimado base, según lo estipulado en el mínimo estándar de CODELCO para este nivel de estudio⁽¹¹⁾.

8.5. Costos del Dueño

Los costos del dueño incluyen el apoyo a las compras, licitación de construcción, apoyo de construcción, comisionamiento puesta en marcha, administración de contratos e ingeniería y soportes de especialistas. Este ítem corresponde a un 4 % de los costos directos e indirectos.

8.6. Exclusiones

Los siguientes ítems están excluidos de la presente valoración:

- Adquisición del terreno.
- La valorización de trabajos fuera de los límites de batería definidos para el proyecto.
- Permisos, derechos de paso, servidumbres de los caminos y otros compromisos que se puedan generar con la comunidad.
- Lucro cesante por inclemencias del tiempo.

8.7. Resultados de la Valorización de Inversiones

En la *Tabla 8-4* se presenta un resumen de la estimación de los costos de capital, considerando un ritmo de tratamiento nominal de 42 *ktpd* y un tiempo de operación de 18 años. El detalle de las inversiones se presenta en el Anexo C “Evaluación Económica”.

Descripción		Total US\$
Sistema de Tratamiento		257.532.234
Sistema de Chancado y Manejo de Mineral	Chancado Grueso y Manejo de Mineral	138.996.075
	Chancado Secundario	12.527.666
	Chancado Terciario HPGR	20.732.730
Sistema de Molienda	Molienda	57.182.024
Sistema de Flotación	Flotación Rougher	8.393.406
	Flotación Scavenger	3.505.449
	Flotación Pre Cleaner	9.938.001
	Flotación Cleaner	666.967
	Sopladores Centrífugos	2.614.450
	Planta Cal 42 <i>KTPD</i>	2.267.022
	Planta Reactivos 42 <i>KTPD</i>	708.444

Sistema de Espesamiento	3.696.649
Sistema de Impulsión de Relaves	4.443.758
Sistema de Impulsión de Concentrado	526.437
Manejo de Aguas	7.826.713
Total Costos Directos de Inversión	274.025.792
Estructura y Calderería 3 %	8.220.774
Piping 15 %	41.103.689
Instrumentación 10 %	27.402.579
Fuerza e Iluminación 10 %	27.402.579
Obras Civiles 25 %	68.506.448
TOTAL RECARGOS DE INVERSIÓN	172.363.249
Infraestructura 20 % Costos Directos de Inversión	54.805.158
Peralta Canaleta de Relaves Colectiva 44,9 Km – 23 cm	5.620.783
Peralte Canaleta de Relaves Actual 10,2 Km – 44 cm	1.884.454
Obras de Traspaso de Mineral	20.849.411
COSTOS DIRECTOS+INFRAESTRUCTURA+PERALTE+OBRAS DE TRASPASO	529.821.487
Arriendo de Maquinaria 5 %	26.491.092
Garantías 3 %	15.894.655
Administración, Ingeniería, Inspección u Puesta en Marcha 4 %	21.192.874
Asistencia de Vendedores 2 %	10.596.437
COSTOS INDIRECTOS	74.175.059
Contingencia 30 %	181.199.072
Costos del Dueño 4 %	24.159.876
COSTO TOTAL	809.355.853
Ingeniería Conceptual 1 % Costo Directo	5.298.219
Ingeniería Básica 2 % Costo Directo	10.596.437
Ingeniería de Detalle 3 % Costo Directo	15.894.655
COSTO TOTAL + INGENIERÍA	841.145.164

Tabla 8-5. Valorización de inversiones.

9. Costos de Operación

9.1. Criterios de Evaluación Costos de Operación

En base al benchmarking realizado, a continuación se entregan los costos de operación de plantas actualmente en operación y de proyectos que apuntan a la inclusión de nuevas tecnologías, como las mencionadas en el Capítulo 2 – Características del Proyecto, como lo son HPGR y en general equipos de mayor tamaño que reducen los costos de capital de inversión de costo de operación.

Dentro de los costos se incluye la mano de obra asociada al costo de operación, la cual está formada por operadores, mantenedores de instalaciones y personal de supervisión directa.

Los materiales de operación considerados corresponden principalmente a bolas, cal, reactivos y otros elementos estimados en base a la experiencia en otras faenas y la de la propia División.

El consumo de energía eléctrica se debe estimar en base a la potencia instalada corregida por los factores de consumo por equipo y tiempos de utilización de los equipos. En los períodos de puesta en marcha, éstos deben ser ajustados con la curva ramp up.

Los servicios de terceros deben ser calculados con información entregada por empresas prestadoras de servicios industriales, y la experiencia de otras faenas con instalaciones similares.

9.1.1. Resultados Costo de Operación

En la *Tabla 9-1* se entregan los valores en *US\$/TMS tratada* y porcentaje asociado por ítem considerados en esta evaluación. Cabe señalar que se utilizará para la evaluación económica de la planta el costo de operación asociado a proyectos 2015 – 2041 debido a las características que se proyecta cumpla la planta.

Elemento de Costo	Proyectos 2015 - 2041		Plantas Referentes 2015 - 2041	
	US\$/TMS	%	US\$/TMS	%
Remuneraciones	0,5	9,8	0,9	17,0
Materiales	1,6	32,6	1,5	26,2
Combustibles	0,0	0,6	0,0	0,6
Energía Eléctrica	2,0	41,7	1,9	34,2
Servicios de Terceros	0,6	11,6	0,7	11,9
Otros (+)	0,2	3,7	0,6	10,2
Total	4,9	100	5,5	100

Tabla 9-1. Distribución por elemento de costo plantas referentes y proyectos

10. Evaluación Económica

En el presente capítulo se entrega información respecto a los antecedentes y criterios utilizados en la evaluación económica del proyecto, así como los resultados obtenidos en ésta. Mayor detalle de las especificaciones, cálculos y Orientaciones Comerciales de Codelco se pueden encontrar en el Anexo C – Evaluación Económica.

10.1. Criterios de Evaluación

- Los ingresos por venta fueron estimados en base a lo indicado en las Orientaciones Comerciales 2013 para evaluación de ventas de cobre y subproductos. La metodología se puede encontrar detallada en el Anexo C.
- La evaluación del proyecto se realizó en base al Valor Actual Neto (VAN).
- El rango de precisión del proyecto para este nivel de ingeniería es del orden de +/- 30 %. Para mitigación de este error asociado se incluye el ítem de contingencias evaluado en 30 % del costo directo del proyecto.
- No se incluye en el análisis aspectos tributarios y de financiamiento externo, de acuerdo con las condiciones establecidas por CODELCO para este tipo de proyectos.

Además, se consideran los siguientes criterios específicos y parámetros en la evaluación del proyecto:

- El período de evaluación del proyecto es de 18 años de operación.
- Se considera una tasa de descuento de 8 %, según los Antecedentes Económicos y Comerciales Para Planificación 2013.

- Se considera que el 100 % de las inversiones se financian con capital propio.
- La evaluación se realiza considerando como primer año el 2019.
- Los años 2013 al 2015 se consideran inversiones de ingeniería, entre los años 2015 y 2018 se distribuyeron los costos de la inversión inicial para la implementación y construcción de las obras.
- El valor residual de proyecto se cálculo en base a los costos de equipos de la Planta Concentradora considerando un 40 % del costo de ellos en el año 2037.
- Se considera un costo de cierre del proyecto en el año 2037, este se calcula en base a los costos directos de inversión y considera un 23 % de éstos.

10.2. Estimaciones de Ingreso

El siguiente capítulo presenta los antecedentes y criterios utilizados para la estimación de ingresos del proyecto.

10.2.1. Niveles de Producción

La producción anual de cobre y molibdeno se estima en base a la recuperación global de planta y las curvas tonelaje ley determinadas del plan minero de SBL actualizado. Este plan fue desarrollado con las topografías de la mina rajo abierto del año 2012⁽¹²⁾ y el modelo de bloques 2011 de DAND⁽¹³⁾. Cabe señalar que un plan de mejora en las leyes de molibdeno no fue realizado por lo que se utilizan las leyes que aparecen en el plan PND 2012⁽¹⁴⁾.

Los resultados se presentan en la *Tabla 10-1*.

Plan de Tratamiento SBL					
Año	%CuT	%Mo	Tratamiento	tpa Cu fino	tpa Mo fino
			ktpa		
2019	0,43	0,0036	15.120	60.855	250
2020	0,35	0,003	15.120	49.533	209
2021	0,36	0,005	15.120	50.948	348
2022	0,33	0,005	15.120	46.703	348
2023	0,25	0,003	10.084	23.597	139
2024	0,26	0,0041	15.120	36.796	285
2025	0,28	0,0041	15.120	39.626	285
2026	0,28	0,0041	15.120	39.626	285
2027	0,32	0,0047	15.120	45.287	327
2028	0,29	0,0033	15.120	41.042	230
2029	0,26	0,0034	9.815	23.886	154
2030	0,28	0,0042	13.179	34.540	255
2031	0,29	0,0051	15.120	41.042	355
2032	0,29	0,0049	15.120	41.042	341
2033	0,32	0,0052	15.120	45.287	362
2034	0,32	0,0067	15.120	45.287	466
2035	0,32	0,0058	15.120	45.287	404
2036	0,31	0,0066	9.452	27.426	287
Total	0,31	0,0045	254210	737811	5330

Tabla 10-1. Producción de cobre y molibdeno Plan Minero 2012 actualizado.

10.2.2. Costos de operación

A continuación se muestran los costos asociados a este ítem para la evaluación económica.

Período	2019	2020	2021	2022	2023	2024	2025	2026	2027
Costo (MUS\$)	70,088	70,088	70,088	70,088	49,412	74,088	74,088	74,088	74,088
Período	2028	2029	2030	2031	2032	2033	2034	2035	2036
Costo (MUS\$)	74,088	48,094	64,577	74,088	74,088	74,088	74,088	74,088	46,315

Tabla 10-2. Resumen costos de operación

10.2.3. Estimación de Precios

Cobre

Los ingresos del proyecto aportados por la venta de concentrado de cobre fueron calculados utilizando como precio del cobre los valores que se encuentran en los Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2013 de Codelco⁽¹⁵⁾.

Cobre, c/lb	2015	2016	2017	Largo Plazo
Nivel Superior	358	354	345	327
Nivel Medio	306	300	291	275
Nivel Inferior	257	250	242	227

Tabla 10-3. Precios del cobre, Planificación Codelco 2013

Para la evaluación del proyecto se considera el nivel medio del precio del cobre, por lo que posterior a esta evaluación se presenta la sensibilización con los niveles inferior y superior.

El detalle de los precios de concentrado de cobre calculados, empleando el nivel medio del precio del cobre, se presentan en la *Tabla 10-3*, el resto de los escenarios se presenta un resumen en la *Tabla 10-4*.

Año	Unidad	2015	2016	2017	Largo Plazo
N° Año		1	2	3	4
Precio Cu (Nivel Medio)	US\$/lb	3,06	3,00	2,91	2,75
	US\$/tm	6.744,24	6.612,00	6.413,64	6.061,0
Descuento					
Descuento Combinado	USc/lb	-22,53	-27,54	-31,30	-31,30
Deducción Metalúrgica	USc/lb	-10,40	-10,20	-9,89	-9,35
Crédito de Plata	USc/lb	5,93	4,83	4,57	4,57
Crédito de Oro	USc/lb	0,00	0,00	0,00	0,00
Penalizaciones Arsénico	USc/lb	-0,08	-0,08	-0,08	-0,08
Sub Total Base Fundición/Refinería Externas	USc/lb	-27,08	-32,99	-36,70	-36,16
Flete y Seguros Paridad MPJ	USc/lb	-13,11	-12,79	-12,78	-12,26
Comisiones de Ventas	USc/lb	-0,09	-0,09	-0,09	-0,09
Muestreo, Análisis	USc/lb	-0,68	-0,65	-0,62	-0,58
Costo Financiero (35 días)	USc/lb	-41,05	-46,61	-50,28	-49,18
Descuento Total Base FOB US\$/Tmf	USc/Tmf	904,74	1.027,28	1.108,17	1.083,93
Transporte Concentrado (Planta – Puerto)	US\$/tm	13,60	13,60	13,60	13,60
Precio Final Concentrado Precio Cu - Descuentos	US\$/t	5.825,9	5.571,1	5.291,9	4.963,5

Tabla 10-4. Precios unitarios por tonelada de concentrado de cobre

Año	Unidad	2015	2016	2017	Largo Plazo
N° Año		1	2	3	4
Precio Cu (Nivel Superior)	US\$/lb	3,58	3,54	3,45	3,27
	US\$/tm	6.972,0	6.761,3	6.482,0	6.109,6
Precio Final Concentrado Precio Cu - Descuentos	US\$/t	3,16	3,07	2,94	2,77
Precio Cu (Nivel Inferior)	US\$/lb	2,57	2,50	2,42	2,27
	US\$/tm	4.745,9	4.469,1	4.211,9	3.905,6
Precio Final Concentrado Precio Cu - Descuentos	US\$/t	2,15	2,03	1,91	1,77

Tabla 10-5. Precios unitarios por tonelada de concentrado de cobre, nivel superior e inferior

Molibdeno

Los ingresos por la venta de concentrado de molibdeno fueron calculados utilizando como precio del molibdeno los valores que se encuentran en los Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2013 de Codelco⁽¹⁵⁾.

Período	2016	Largo Plazo
Molibdeno, US\$/Kg	25	30

Tabla 10-6. Precios del molibdeno, Planificación Codelco 2013

El detalle del precio calculado por kilogramo de molibdeno se presenta en la Tabla 9-7.

Año	Unidad	2016	Largo Plazo
N° Año		1	2
Precio Cu (Nivel Medio)	US\$/Kg	25	30
Maquila Tostación			
Deducción Metalúrgica	US\$/Kg	0,38	0,38
Tostación	US\$/Kg	1,12	1,12
Costo Financiero	US\$/Kg	0,08	0,08
Fletes Internos (Planta/Maquila/Puerto)	US\$/Kg	0,1	0,1
Total Descuentos	US\$/Kg	1,68	1,68
Descuento Venta OXMO Comercial	US\$/Kg	0,64	0,64
Precio Final Concentrado Precio Mo - Descuentos	US\$/Kg	35,68	27,68

Tabla 10-7. Precios unitarios por kilogramo de concentrado de molibdeno

10.2.4. Ingresos del Proyecto

En la *Tabla 10-8* se presentan los resultados de ingresos por concentrado de molibdeno y cobre, evaluado en el nivel medio que se indica en la Planificación Codelco 2013, además de los ingresos totales por año registrados según el plan minero integrado al proyecto.

Año	N° Año	Ingresos Cu	Ingresos Mo	Ingresos totales
		MUS\$	MUS\$	MUS\$
2019	1	302,1	7,0	309,0
2020	2	245,9	5,8	251,6
2021	3	252,9	9,7	262,5
2022	4	231,8	9,7	241,5
2023	5	117,1	3,9	121,0
2024	6	182,6	7,9	190,6
2025	7	196,7	7,9	204,6
2026	8	196,7	7,9	204,6
2027	9	224,8	9,1	233,9
2028	10	203,7	6,4	210,1
2029	11	118,6	4,3	122,8
2030	12	171,4	7,1	178,5
2031	13	203,7	9,8	213,6
2032	14	203,7	9,5	213,2
2033	15	224,8	10,0	234,8
2034	16	224,8	12,9	237,7
2035	17	224,8	11,2	236,0
2036	18	136,1	8,0	144,1

Tabla 10-8. Ingresos anual por venta de concentrado y molibdeno

10.3. Resultados Evaluación Económica

Se incluye como parte de la evaluación del proyecto la alternativa de instalar la Planta Concentradora de SBL en Cerro Extravío. Esta opción considera los costos de piping asociado a transporte de concentrado hacia Pocuro y de relave hasta la canaleta de relave, además, el peralte de 44 cm de la canaleta de relave actual por un tramo de 33,4 Km y el peralte de 23 cm de la canaleta colectiva por un tramo de 44,9 Km. La opción de transporte de mineral considerada fue Ropecon, cuya valorización fue entregada por la empresa Dopplemayr. Se consideran constantes los costos asociados a la Planta Concentradora a excepción de lo mencionado.

Además de lo anterior se sensibiliza la opción base del proyecto respecto del plan minero sin la aplicación de leyes de corte a los SBL.

Los resultados de la evaluación económica corresponden a un VAN de 240,89 MUS\$, considerando los costos de inversión, los costos de operación y los ingresos por venta de concentrado de cobre y molibdeno según los precios señalados.

Para la sensibilización del proyecto respecto a la variación de los precios del cobre se obtuvieron los resultados señalados en la *Tabla 10-9*.

Parámetro	VAN, MUS\$
Precio del Cobre Nivel Superior	575,34
Precio del Cobre Nivel Medio	287,43
Precio del cobre Nivel Inferior	21,66

Tabla 10-9. Resumen sensibilización evaluación económica

El detalle del flujo de caja para la evaluación económica se puede encontrar en el Anexo C – Evaluación Económica.

10.4. Evaluación Planta Concentradora de SBL en Cerro Extravío

A continuación se presenta el detalle de los costos de inversión esta alternativa.

Descripción	Total US\$	
Sistema de Tratamiento	293.325.554	
Sistema de Chancado y Manejo de Mineral	Chancado Grueso y Manejo de Mineral	174.252.855
	Chancado Secundario	12.527.666
	Chancado Terciario HPGR	20.732.730
Sistema de Molienda	Molienda	57.182.024
Sistema de Flotación	Flotación Rougher	8.393.406
	Flotación Scavenger	3.541.040
	Flotación Pre Cleaner	9.865.532
	Flotación Cleaner	666.967
	Sopladores Centrífugos	2.614.450
	Planta Cal 42 KTPD	2.267.022
	Planta Reactivos 42 KTPD	708.444
Sistema de Espesamiento		3.696.649

Sistema de Impulsión de Relaves	24.500.384
Sistema de Impulsión de Concentrado	3.891.678
Manejo de Aguas	6.660.950
Total Costos Directos de Inversión	331.488.491
Estructura y Calderería 3 %	9.944.655
Piping 15 %	49.723.274
Instrumentación 10 %	33.148.849
Fuerza e Iluminación 10 %	33.148.849
Obras Civiles 25 %	82.872.123
TOTAL RECARGOS DE INVERSIÓN	208.837.749
Infraestructura 20 % Costos Directos de Inversión	66.297.698
Peralta Canaleta de Relaves Colectiva 44,9 Km – 23 cm	5.620.783
Peralte Canaleta de Relaves Actual 33,4 Km – 44 cm	6.170.663
COSTOS DIRECTOS+INFRAESTRUCTURA+PERALTE	618.415.384
Arriendo de Maquinaria 5 %	30.920.769
Garantías 3 %	18.552.462
Administración, Ingeniería, Inspección u Puesta en Marcha 4 %	24.736.615
Asistencia de Vendedores 2 %	12.368.308
COSTOS INDIRECTOS	86.578.154
Contingencia 30 %	211.498.061
Costos del Dueño 4 %	28.199.742
COSTO TOTAL	944.691.341
Ingeniería Conceptual 1 % Costo Directo	6.184.154
Ingeniería Básica 2 % Costo Directo	12.368.154
Ingeniería de Detalle 3 % Costo Directo	18.552.462
COSTO TOTAL + INGENIERÍA	981.796.264

Tabla 10-10. Valorización de inversiones opción Cerro Extravío

Los resultados de la evaluación económica para esta opción corresponden a un VAN de 187,88 MUS\$, considerando los costos de inversión, los costos de operación y los ingresos por venta de concentrado de cobre y molibdeno según los precios señalados.

Para llevar a cabo esta evaluación, se aplicaron los mismos criterios de evaluación y consideraciones para la estimación de ingresos definidas para el caso base. Los resultados obtenidos se presentan en la *Tabla 10-11*.

Parámetro	VAN, MUS\$
Precio del Cobre Nivel Superior	475,79
Precio del Cobre Nivel Medio	187,88
Precio del cobre Nivel Inferior	-77,89

Tabla 10-11. Resumen sensibilización evaluación económica opción Cerro Extravío

10.5. Sensibilización Caso Base Respecto al Costo de Operación

A continuación se presentan los resultados obtenidos al evaluar el caso base del proyecto con el costo de operación obtenido para plantas referentes entre los años 2015 al 2041 según se planteo en el Capítulo 9, sección 9.1.1. Resultados Costo de Operación.

Los resultados indican que si el costo de operación fuera 5,5 US\$/TMS tratada, el VAN del proyecto para el nivel medio del precio del cobre sería 236,83 MUS\$.

En la *Tabla 10-14* se encuentran los valores obtenidos a los distintos niveles de precio del cobre.

Parámetro	VAN, MUS\$
Precio del Cobre Nivel Superior	524,75
Precio del Cobre Nivel Medio	236,83
Precio del cobre Nivel Inferior	-28,94

Tabla 10-12. Resumen sensibilización caso base respecto al costo operacional

10.6. Sensibilización Caso Base Respecto al Plan Minero sin Ley de Corte Variable

A continuación se presentan los resultados obtenidos para la sensibilización del caso base respecto a la ley de corte que se puede imponer a los SBL, esto debido a que la cantidad de mineral producido en el Plan Minero PND 2012 ⁽¹⁴⁾ supera la capacidad de tratamiento de la planta obteniéndose en los primeros años especialmente un aumento sustancial en la ley media anual.

En la siguiente tabla se entrega el Plan Minero PND 2012. En éste se puede apreciar la diferencia entre la producción de SBL desde la mina rajo abierto y el tratamiento proyectado de planta. Las leyes asociadas a cada año corresponden al promedio que se considera del mineral contenido entre 0,2 % de CuT y ley de corte anual.

Producción Mineralizado					Tratamiento Planta ktpa	Diferencia Producción-Tratamiento
Periodo	Lc	Ton, kt	CuT	Mo		
2019	0,49	67.541	0,29	0,0036	15.120	52.421
2020	0,40	56.473	0,26	0,0030	15.120	41.353
2021	0,40	42.808	0,29	0,0050	15.120	27.688
2022	0,40	30.356	0,28	0,0050	15.120	15.236
2023	0,30	22.151	0,21	0,0030	10.084	12.067
2024	0,30	28.914	0,23	0,0041	15.120	13.794
2025	0,30	32.907	0,23	0,0041	15.120	17.787
2026	0,33	36.037	0,23	0,0041	15.120	20.917
2027	0,36	40.290	0,26	0,0047	15.120	25.170
2028	0,35	23.691	0,24	0,0033	15.120	8.571
2029	0,33	20.857	0,22	0,0034	9.815	11.042
2030	0,35	23.146	0,25	0,0042	13.179	9.967
2031	0,35	30.268	0,26	0,0051	15.120	15.148
2032	0,35	30.383	0,26	0,0049	15.120	15.263
2033	0,40	38.566	0,28	0,0052	15.120	23.446
2034	0,40	29.748	0,30	0,0067	15.120	14.628
2035	0,40	25.563	0,29	0,0058	15.120	10.443
2036	0,40	17.305	0,30	0,0066	9.452	7.853

Tabla 10-13. Plan de producción de SBL PND 2012

Solo para efecto de comparación, la ley media de cobre del plan PND 2012 es 0,26 % mientras que la ley media del plan que se utilizó para la evaluación base del proyecto es 0,29 %, esta ley sube a 0,31 % CuT al aplicar leyes de corte variable a los SBL.

Parámetro	VAN, MUS\$
Precio del Cobre Nivel Superior	327,57
Precio del Cobre Nivel Medio	82,02
Precio del cobre Nivel Inferior	-144,64

Tabla 10-14. Resumen sensibilización caso base respecto al plan minero

11. Conclusiones

La concentración de sulfuros de baja ley mediante flotación es una alternativa no muy explorada por las mineras del país debido a los gastos incurridos en adquisición de equipos sin lograr el retorno de dinero esperado, siendo la práctica común lixiviar en botaderos el mineral para recurrar el contenido de cobre mediante extracción por solvente y posterior electro obtención. Esta alternativa ha sido objeto de estudio anteriormente en División Andina como parte de la solución ambiental al drenaje de aguas ácidas en botaderos, en especial el gran botadero DL Norte que comenzará sus operaciones el año 2018 junto con la expansión a 244 *ktpd* de la División.

Hoy en día debido al precio del cobre y su proyección a futuro, han aparecido proyectos levantados en base a un recurso mineral, como es el caso de Caserones, considerado de baja ley como para que compañías mineras tradicionales inviertan su capital.

El estudio realizado para beneficiar los sulfuros de baja ley de Codelco División Andina ha demostrado que es un proyecto viable bajo ciertas condiciones de tratamiento de los SBL. El proyecto se alza también como complemento a la solución ambiental de las aguas de drenajes en botaderos y, finalizada la operación de la planta concentradora de SBL por el cese de la extracción de mineral de la mina a rajo abierto, tiene el potencial de convertirse en una opción para ampliar la capacidad de tratamiento de DAND o para el tratamiento de relaves como los contenidos en el tranque Los Leones debido a su localización y capacidad de diseño.

Se comprobó mediante el estudio de bases de datos que la unidad geometalúrgica de recuperación de cobre que tiene mayor participación en el desarrollo del proyecto es la UGM 2 con un aporte de 239 *Mton*. Además, los resultados obtenidos en laboratorio con muestras SBL sometidas a flotación favorecen este hecho; debido a que tienen un comportamiento muy similar a los minerales de leyes superiores, esto por la homogeneidad del mineral de la División, se logra alcanzar recuperaciones de cobre superiores a 90,0 % en la etapa de flotación rougher en especial en la unidad geometalúrgica 2. Este hecho a su vez fue

corroborado mediante pruebas de flotación rougher disponibles en la base de datos desarrollada por la Superintendencia de Geología.

Un hecho de relevancia detectado es que la aplicación de chancadores Híbrido, un nuevo tipo de chancador desarrollado en base a los conceptos aplicados en el Sizer por la empresa Sandvik, y Sizers no son factibles para chancado primario por las características de abrasividad y dureza que presenta el mineral. Esto fue detectado por Sandvik durante el análisis hecho a muestras de SBL enviadas a sus laboratorios en Suecia y el estudio de resultados previos de ensayos de dureza y abrasividad del mineral de DAND; posteriormente este hecho fue corroborado por FLSmidth al pedir la cotización de un equipo Sizer e indicar las características del mineral.

En base al análisis efectuado a los planes mineros PNT 2018 y PND 2012, se determinó que en el mejor de los casos el ritmo de tratamiento de la planta concentradora debe ser 42 *ktpd*. Este valor corresponde a la menor producción de SBL detectada en el PND 2012, plan que se caracteriza por la producción de mayores cantidades de SBL en comparación al PNT 2018 por el hecho de corresponder al plan de expansión de DAND.

En la etapa de evaluación económica del proyecto se detectaron los siguientes puntos clave:

- El sistema de transporte de mineral corresponde al ítem de mayor valor en la adquisición de equipos.
- La evaluación del proyecto con el tonelaje de tratamiento proyectado aplicando las leyes medias del plan minero utilizado no entrega un VAN satisfactorio para llevar el proyecto a la siguiente etapa de ingeniería en ninguna de las dos opciones evaluadas.

Para mejorar los resultados obtenidos en las evaluaciones económicas preliminares, se realizó la actualización del PND 2012 con el fin de obtener los datos de tonelaje – ley de cobre por tramo y determinar mejoras en el tratamiento del SBL. Este estudio concluyó que la ley media de 0,26 % de CuT del PND 2012 reportada entre los años 2019 al 2036 puede alcanzar un

valor de 0,31 % de CuT al aplicar leyes de corte variable al SBL. Lo anterior se realizó bajo un escenario conservador explicado por la relación de establecida entre los niveles de extracción de SBL; según el plan original de 605 *Mton* y según el plan actualizado de 397 *Mton*.

AL realizar la evaluación económica en este nuevo escenario, ambas opciones fueron atractivas de desarrollar en especial la alternativa de implementar el proyecto en Pocuro, la cual entregó un VAN de 287,4 *MUS\$*.

Además de lo anterior y dado que existirán cantidades de SBL sin tratar debido a la forma de extracción, una opción que debe ser estudiada en etapas posteriores es el tratamiento del recurso mediante dos líneas de producción: concentración del SBL con mejores leyes como el estudio desarrollado y lixiviación en botadero del SBL sin tratar.

12. Comentarios y Recomendaciones

Ante los resultados obtenidos en esta etapa, se recomienda dar paso a la Ingeniería de Perfil del proyecto para desarrollar los parámetros claves identificados tomando en cuenta los resultados y condiciones consideradas en el presente estudio.

Se recomienda que los principales ejes de la próxima etapa de estudio sean:

- Reevaluar los costos de transporte asociados al lastre a depositarse en el DL Norte debido a la liberación de espacio en este botadero por el tratamiento de los sulfuros de baja ley, además de cómo esto afecta la disponibilidad de camiones y adquisiciones requeridas para cumplir con los objetivos de depositación de lastre.
- Realizar pruebas piloto para corroborar el diseño del circuito de chancado terciario y molienda, esto debido a la alta generación de finos y de microfracturas que pueden reducir el Woik Index del mineral por la tecnología HPGR, lo que se podría traducir en tamaños y potencia de equipos de molienda más bajos que los contemplados en este estudio.
- Realizar un plan de pruebas piloto con las tecnologías propuestas para la etapa de flotación con el fin de terminar de caracterizar el comportamiento del mineralizado en la flotación.
- Evaluar la capacidad y factibilidad de almacenar los relaves producidos en la planta concentradora de SBL en el tranque de relaves Ovejerías.
- Evaluar la opción de tratar el mineralizado a través de dos líneas de producción; una línea que concentre el recurso con mejores leyes de cobre y otra que realice la lixiviación forzada de los drenajes ácidos producidos en botadero.

- Realizar un estudio de proyección que contemple la reutilización de la planta concentradora de SBL a partir del año 2036 como opción para expandir la capacidad de tratamiento de mineral por parte de la División.

Bibliografía

1. **Weirs Minerals / KHD Humboldt Wedag.** Tecnología HPGR. *Introducción a la Tecnología de Prensa de Rodillos de Alta Presión a la Industria Minera.* [Online] 2010. [Cited: junio 27, 2012.] <http://www.weirminerals.com/pdf/Weir%20Minerals%20-%20KHD%20HPGR%20brochure%20-%20FINAL0719-Spanish-lowres.pdf>.
2. **Metso Minerals.** Conveyor. *MRC Cable Belt.* [Online] 2012. [Cited: abril 25, 2012.] http://metso.com/miningandconstruction/mm_bulk.nsf/WebWID/WTB-041125-2256F-222FA.
3. **Xstrata Technology, IsaMill™.** Rompiendo con los Límites. *Molienda de alta intensidad y con alta eficiencia energética, que proporciona soluciones versátiles a la industria de procesamiento de minerales.* [Online] 2009. [Cited: abril 24, 2012.] <http://www.isamill.com/EN/Downloads/Documents/IsaMillBrochureES.pdf>.
4. **Xstrata Technology, Jameson Cell.** Emergiendo ante el desafío. *Tecnología de flotación robusta, eficiente y de alta intensidad.* [Online] 2010. [Cited: abril 24, 2012.] http://www.jamesoncell.com/EN/Downloads/Documents/brochure_es.pdf.
5. **Metso Minerals Industries, Inc.** Metso Rope Conveyor. *Introducing the very latest development in Long Distance Conveying, the Metso MRC Cable Belt Conveyor.* [Online] [Cited: abril 24, 2012.] [http://metso.com/miningandconstruction/MaTobox7.nsf/DocsByID/D845D05614339D0042256B640041A178/\\$File/CableBelt2010-Low-Res-Final.pdf](http://metso.com/miningandconstruction/MaTobox7.nsf/DocsByID/D845D05614339D0042256B640041A178/$File/CableBelt2010-Low-Res-Final.pdf).
6. **CODELCO Chile División Andina, Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo.** *API A08N201: Estudio de Prefactibilidad de Procesamiento de Minerales Sulfurados de Baja Ley.* 2008.

-
7. **Apablaza Vilchez, Reinaldo.** *Actualización estimación fragmentación ROM mina rajo, PDA Fase II.* s.l. : Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, Abril 2011.
 8. **Gutierrez, Leonel and Sepúlveda, Jaime.** *Dimensionamiento y Optimización de plantas concentradoras mediante técnicas de modelación matemática.* Santiago, Chile : Centro de Investigación Minera y Metalúrgica, 1986.
 9. **Juan Rayo Ingeniería.** *Ingeniería de Perfil: Remoción y Tratamiento Tranque Piuquenes.* 2010.
 10. **Gerencia de Estudios y Diseño Estratégico Vicepresidencia de Comercialización.** *Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2013.* 2012.
 11. **CODELCO Chile.** *Estudio de Respaldo Proyectos de Inversión Etapas Preinversionales.* 2008.
 12. **González, Yanko.** *Topografías Mina Rajo Abierto* 2012. Junio, 2012.
 13. **Vargas, Ricardo.** *Modelo de Bloques* 2011. Junio, 2012.
 14. **Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo, Codelco División Andina.** *Plan de Negocios y Desarrollo* 2012. Enero, 2012.
 15. **Gerencia de Estudios y Diseño Estratégico, Vicepresidencia de Comercialización, Codelco .** *Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2013.* Mayo, 2012.
 16. **Metso Minerals.** *Cotización Referencial Proyecto Tratamiento de Sulfuros de Baja Ley.* 2012.
 17. **Verdejo, Renato.** *Cotización Referencial Equipos de Chancado.* 2012.

-
18. **FLSmidth.** *Cotización Referencial FLS HPGR.* Junio, 2012.
19. **Outotec.** *Proyecto Tratamiento de Sulfuros de Baja Ley DAND - CODELCO.* Junio 29, 2012.
20. **Metso Minerals.** *Codelco Andina - Cable Belt-PPA01121 - W59563 - Simple Budget.* Julio 11, 2012.
21. **Doppelmayr Transport Technology GmbH.** *Price Indication for Los Milos Cerro Extravío.* Abril 25, 2012.
22. **Xstrata Technology.** *Resultados Programa de Pruebas Celda Jameson Los Leones - Sulfuros de Baja Ley.* 2012.

Glosario de Términos

Benchmarking	:	Proceso sistemática y continuo para evaluar comparativamente productos, servicios y procesos de trabajos en organizaciones aplicando comparadores para identificar las mejores prácticas del área de interés.
Chancado Grueso	:	Incluye la etapa de chancado primario de mineral.
Chancado Fino	:	Incluye las etapas de chancado secundario y terciario de mineral.
Disponibilidad	:	Porcentaje de un tiempo en que un equipo o proceso se opera efectivamente. También corresponde a la máxima utilización que el equipo o proceso es capaz de soportar.
Ley de Corte	:	Es la concentración mínima que debe tener un elemento en un yacimiento para que éste sea explotable.
P ₈₀	:	Tamaño de partícula el cual permite que el 80 % del mineral alimentado pase a través de una malla de corte característica.
Plan Minero	:	Programa de producción de corto, mediano y largo plazo de una faena minera, que contempla a lo menos el ritmo de producción, sectores por explotar, leyes y destinos de los diferentes materiales que se extraen.
Recuperación	:	Es la razón entre la masa de una sustancia alimentada a un proceso, u operación unitaria, y la masa de ella obtenida como producto de dicho proceso.

-
- Utilización : Porcentaje del tiempo en que un equipo o proceso estará efectivamente en operación.
- Valores de Diseño : Corresponden a valores instantáneos, obtenidos a partir de valores nominales y corregidos por un factor de diseño que toma en cuenta las fluctuaciones que pudieran ocurrir en un día de operación, o para considerar efectos de utilizaciones diferentes entre etapas o equipos del proceso, entre otras. La combinación de los valores de diseño no representa balances de materiales, ni rendimientos metalúrgicos, ni producción. Estos valores son considerados individualmente para efectos de dimensionamiento de los equipos de proceso.
- Valores Nominales : Corresponden a los valores obtenidos de balance de materiales para alguna condición de tratamiento anual.

Siglas

ASME	:	American Society of Mechanical Engineers (Sociedad Americana de Ingenieros Mecánicos).
CAPEX	:	Costo de Capital.
Cu	:	Cobre.
CuT	:	Cobre Total.
DAND	:	División Andina.
DL	:	Deposito de Lastre.
Fe	:	Fierro.
GRMD	:	Gerencia de Recursos Mineros.
HDPE	:	High Density Polyethylene (Polietileno de Alta Densidad).
HPGR	:	High Pressure Grinding Rolls (Molino de Rodillos de Alta Presión).
LC	:	Ley de Corte.
Mo	:	Molibdeno.
Molymet	:	Empresa Molibdeno y Metales.
OPEX	:	Costo de Operación.
PDA	:	Plan de Desarrollo Andina.
PMA	:	Particle Mineralogical Analysis (Análisis Mineralógico de Partículas).
ROM	:	Run off Mine (Desde la mina).
SBL	:	Sulfuro de Baja Ley.
SG	:	Specific Gravity (Gravedad Específica).
TMS	;	Toneladas Métricas Secas.
UGM Rec	:	Unidad Geometalúrgica de Recuperación.
US\$:	Dólar Americano.
VAN	:	Valor Actual Neto.
WI	:	Work Index (Índice de Trabajo).