

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



PROYECTO PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL
QUÍMICO

**ANÁLISIS TÉCNICO ECONÓMICO
RECUPERACIÓN CU MO DESDE RECURSOS
MARGINALES CON TECNOLOGÍA AVANZADA
DE FLOTACIÓN EN CODELCO DIVISIÓN
ANDINA**

Eduardo Morin Cerliani

Profesores Guías:

Amelia Dondero Carrillo

José Torres Titus

2011

Agradecimientos

A Dios por acompañarme todos los días.

A mi madre por ser un constante apoyo
y estar siempre a mi lado.

A mi padre por ayudarme a ser quien soy.
Sé que desde arriba me estás cuidando.

Vanessa
Gracias por tu constante amor,
por tu tierna compañía y tu inagotable apoyo.
Gracias por compartir mi vida y mis logros.

A mis hermanos Ilse, Diego y Anita.
Por aguantarme y acompañarme en el día a día.

Amigos y familiares, compañeros de scout
y grupo musical.
Gracias por estar conmigo,
por su confianza y cariño.

A mis profesores tutores de la PUCV
Profesora Amelia Dondero y Profesor José Torres.
Por compartir sus conocimientos conmigo.

A todos mis amigos, compañeros y profesores de la PUCV,
formaron parte de esta aventura
y siempre quedarán en mis recuerdos.

A Codelco Andina por darme la oportunidad y
confianza de llevar este proyecto a cabo,
por apoyar mis ideas y la realización de ésta tesis.

A Gino Slanzi, Feiruz Barham,
Pablo Albistur y Patricia Herrera.
Sin ustedes no hubiera sido posible.

A todas las personas que participaron e
hicieron posible este proyecto,
en especial a la gente de Xstrata Technology:

Steve Smith, Karina Arburo
y Cristián González

A Gustavo Leyton de
SGS Lakefield.

A todos Muchas Gracias

Resumen

El Tranque de relaves Piuquenes corresponde a uno de los pasivos actuales de CODELCO División Andina. Estudios realizados por REG en el 2006 y 2007 detectaron diversas vulnerabilidades en su muro de contención, por lo que se ratifica la necesidad de ejecutar obras asociadas a su plan de cierre y abandono.

Según estudios realizados anteriormente, el mineral de relave depositado contiene importantes cantidades de cobre y molibdeno, los que podrían ser beneficiados en forma comercial en caso de remoción del depósito.

Se realizó un análisis de factibilidad técnica económica para recuperar Cu y Mo desde el Tranque Piuquenes, mediante el diseño de una Planta Industrial con la incorporación de nuevas tecnologías de molienda y concentración de minerales disponibles hoy en el mercado.

Para validar la eficiencia energética y la obtención de mayores recuperaciones metalúrgicas de las tecnologías propuestas en comparación de las convencionales, se realizaron pruebas de laboratorio en las instalaciones de SGS Lakefield con material proveniente de sondajes del Tranque Piuquenes.

Los resultados de las pruebas de laboratorio demostraron la eficiencia de las tecnologías alternativas presentando mayores recuperaciones metalúrgicas que los equipos convencionales. El diseño de planta de flotación colectiva a escala industrial permitió una recuperación de 56,67% de Cu y un 51,66% de Mo, produciendo un concentrado colectivo final con una ley de 25,74% y 0,558% respectivamente.

La evaluación económica para la implementación de una planta industrial presentó un VAN de 44,39 MUS\$ para precio nivel medio de Cu, y sensibilizando 67,42 MUS\$ para precio superior y 22,99 MUS\$ para inferior de Cu. El costo del Plan de Cierre y Abandono del Tranque sin obtener un beneficio económico presenta un VAC de -53,80MUS\$.

Considerando lo anterior la alternativa de implementar una planta con nuevas tecnologías para el repulpeo y retratamiento del Tranque de relaves Piuquenes presentó la mejor opción.

Índice General

1.0	Introducción	1
2.0	Características del Proyecto.....	2
2.1	Localización	3
2.2	Historia	4
2.3	Alternativas Tecnológicas	6
3.0	Pruebas de Laboratorio.....	17
3.1	Aspectos Generales.....	17
3.2	Sondajes Tranque Piuquenes.....	18
3.3	Formación de Compósitos	20
3.4	Descripción General de las pruebas	21
3.5	Resultados de Mineralogía	22
3.6	Pruebas de Flotación Estándar con y sin remolienda.....	31
3.7	Pruebas de Flotación con Reactivos Alternativos.....	35
3.8	Prueba de molienda con flotación convencional.....	37
3.9	Programa de Pruebas Celda Jameson	46
4.0	Criterios de Diseño	61
4.1	Factores de Escalamiento.....	61
4.2	Restricciones de Diseño	62
4.3	Criterios de Diseño Hidráulico.....	63
4.4	Criterios de Diseño Civil / Estructural.....	64
4.5	Criterios Generales	66
4.6	Balance Metalúrgico.....	66
4.7	Criterios Específicos	72
4.8	Balance de aguas	76
5.0	Descripción del Proyecto.....	83
5.1	Descripción General.....	83
5.2	Sistema de Remoción	84
5.3	Acondicionamiento de relaves	87

5.4 Planta de Retratamiento de Relaves	87
5.5 Manejo de Relaves	89
5.6 Manejo de Concentrado.....	91
5.7 Planta flotación Selectiva	92
6.0 Plan de Cierre y Abandono	98
7.0 Estimación de Inversiones.....	100
7.1 Criterios Generales	100
7.2 Criterios para Estimación de Costos Directos.....	100
7.3 Criterios para Estimación de Costos Indirectos	102
7.4 Contingencia	102
7.5 Costos del Dueño.....	103
7.6 Exclusiones	103
7.7 Resultados de la Valorización de Inversiones	103
8.0 Estimación de Costos de Operación.....	105
8.1 Criterios Generales	105
8.2 Criterios de Estimación de Mano de Obra	106
8.3 Criterios de Estimación de Materiales de Operación	107
8.4 Criterios de Estimación de Materiales y Repuestos.....	110
8.5 Criterios de Estimación Pitoneo y Transporte de Concentrado	111
8.6 Resultados Costos de Operación	112
9.0 Evaluación Económica.....	113
9.1 Criterios de Evaluación	113
9.2 Estimación de Ingresos Netos	114
9.3 Resultados de Evaluación Económica y Sensibilidad.....	118
9.4 Evaluación Repulpeo sin Planta de Retratamiento.....	119
9.5 Evaluación Plan de Cierre sin Planta de Retratamiento	120
10.0 Conclusiones.....	121
11.0 Comentarios y recomendaciones.....	123

Bibliografía	124
Glosario de Términos	126
Siglas	128
Anexos	129

Índice de Tablas

Tabla 3-1. Análisis de Mineralogía Compósito Pluma Ferroso	25
Tabla 3-2. Análisis de Mineralogía Compósito Primario	26
Tabla 3-3. Distribución de Finos y Leyes por Malla Compósito Pluma Ferroso	27
Tabla 3-4. Distribución de Finos y Leyes por Malla Compósito Primario.....	28
Tabla 3-5. Distribución de finos Compósito Férrico	30
Tabla 3-6. Distribución de finos Compósito Horizonte de Enriquecimiento	30
Tabla 3-7. Distribución de finos Tranque Piuquenes	30
Tabla 3-8. Efecto de Remolienda en la Flotación, Compósito Pluma Ferroso	33
Tabla 3-9. Efecto de Remolienda en la Flotación, Compósito Primario.....	34
Tabla 3-10. Efecto de Fórmula de Colectores, Compósito Pluma Ferroso.....	36
Tabla 3-11. Grados de remolienda IsaMill Compósito Pluma Ferroso	39
Tabla 3-12. Grados de remolienda IsaMill Compósito Primario.....	40
Tabla 3-13. Energías Específicas en función de P_{80} de productos	41
Tabla 3-14. Selección Grado de Remolienda en IsaMill por pasada	41
Tabla 3-15. Remolienda Convencional y Flotación, Pluma Ferroso	42
Tabla 3-16. Remolienda en IsaMill y Flotación, Pluma Ferroso.....	43
Tabla 3-17. Remolienda Convencional y Flotación, Primario	44
Tabla 3-18. Remolienda en IsaMill y Flotación, Primario.....	43
Tabla 3-19. Descripción Pruebas Celda de Flotación Jameson y Celda Mecánica.....	49
Tabla 3-20. Resultados Pruebas de Flotación Celda Jameson y Celda Mecánica	58
Tabla 4-21. Determinación de Split Factor a tiempo fijo	68
Tabla 4-22. Flujos y contenidos de cobre y molibdeno fino	69
Tabla 4-23. Balance de finos Cu Planta de Retratamiento de Flotación Colectiva	

Piuquenes	69
Tabla 4-24. Balance de finos Mo Planta de Retratamiento de Flotación Colectiva Piuquenes	70
Tabla 4-25. Balance de Aguas Tranque de relaves y Planta de Retratamiento Piuquenes	82
Tabla 5-26. Análisis Comparativo de la Planta de Flotación Selectiva con y sin Proyecto de Optimización	97
Tabla 5-27. Recuperaciones Globales de Cu y Mo Planta de Retratamiento Piuquenes.....	97
Tabla 6-28. Costos de Cierre y Abandono después de retratamiento de Planta	99
Tabla 7-29. Porcentajes costos directos de inversión en equipos	101
Tabla 7-30. Porcentajes costos de recargo a los costos de inversión	101
Tabla 7-31. Porcentajes costos indirectos de inversión	102
Tabla 7-32. Valorización de inversiones	104
Tabla 8-33. Dotación de personal estimado y costo de la mano de obra	107
Tabla 8-34. Costo consumos y materiales de operación Planta de Retratamiento de Relaves	109
Tabla 8-35. Costos materiales y repuestos Planta de Retratamiento de Relaves.....	111
Tabla 8-36. Costos totales de Operación Tranque y Planta de Retratamiento.....	112
Tabla 9-37. Resumen Costos de Operación.....	115
Tabla 9-38. Precios del cobre según Antecedentes Planificación 2011 Codelco	115
Tabla 9-39. Precios unitarios por tonelada de concentrado Cu	116
Tabla 9-40. Precios unitarios por tonelada de concentrado Cu, Nivel Superior e Inferior ...	116
Tabla 9-41. Precios del Molibdeno según Antecedentes Planificación 2011 Codelco	117
Tabla 9-42. Precios unitarios por kilo de concentrado Mo	117
Tabla 9-43. Ingreso unitario por venta concentrado cobre y molibdeno	118
Tabla 9-44. Resumen Evaluación Económica	119
Tabla 9-45. Costo Inversional Extracción Tranque sin Planta de Retratamiento.....	119
Tabla 9-46. Resumen Costos de Operación Extracción sin Planta de Retratamiento.....	119

Índice de Figuras

Figura 2-1. Tranque de relaves Los Leones y Piuquenes Codelco División Andina	3
Figura 2-2. Localización del Tranque Piuquenes	4
Figura 2-3. Vista Lateral Tranque de relaves Piuquenes	5
Figura 2-4. Molino de Remolienda IsaMill	8
Figura 2-5. Vista interior del molino IsaMill	10
Figura 2-6. Sistema de Mantenimiento molino IsaMill	12
Figura 2-7. Diagrama Downcomer y circuito de recirculación Celda Jameson	13
Figura 2-8. Área superficial de burbuja Celda Jameson y Convencional	14
Figura 2-9. Celda Jameson en flotación de cobre previa a la limpieza en Prominent Hill, Australia	15
Figura 2-10. Diagrama interior Celda Jameson	16
Figura 3-11. Ubicación de sondajes realizados en Tranque Piuquenes	18
Figura 3-12. Identificación zonas mineralógicas sondaje n°1	19
Figura 3-13. Proceso de perforación	19
Figura 3-14. Muestras de sondajes	19
Figura 3-16. Preparación de muestras	20
Figura 3-17. Pesaje de muestras	21
Figura 3-18. Cargas de 1350 gramos para flotación	21
Figura 3-19. Esquema general Pruebas de Laboratorio	22
Figura 3-20. Análisis Mineralógico ocurrencia del Cu Compósito Pluma Ferroso	23
Figura 3-21. Análisis Mineralógico ocurrencia del Cu Compósito Primario	23
Figura 3-22. Molino IsaMill de Laboratorio	37
Figura 3-23. Sistema alimentación y recepción de producto de molienda IsaMill	38
Figura 3-24. Signature Plot Compósito Pluma Ferroso	39
Figura 3-25. Signature Plot Compósito Primario	40
Figura 3-26. Vista General Celda Jameson Escala Laboratorio, Modelo L150/1	47
Figura 3-27. Celda Jameson de Laboratorio	49
Figura 3-28. Sistema de lavado Celda Jameson	50
Figura 3-29. Esquema Funcionamiento Celda Jameson	50
Figura 3-30. Rebose espuma de concentrado Celda Jameson Laboratorio	51
Figura 4-31. Diagrama de Flujos Planta de Retratamiento Piuquenes	68

Figura 4-32. Diagrama de Flujos con leyes de Cobre y Molibdeno	71
Figura 4-33. Estanque excavado para suministro de agua.....	78
Figura 4-34. Trazado de Matriz de Alta Presión Tranque Piuquenes	79
Figura 4-35. Máquina de Pitoneo y Cabina de Control.....	79
Figura 4-36. Layout General asociado al Sistema de Remoción de Relaves.....	80
Figura 4-37. Diagrama Balance de Aguas Tranque y Planta de Retratamiento Piuquenes	81
Figura 5-38. Operación de pitoneo en tranque de relaves.....	84
Figura 5-39. Método de remoción hidráulica por pitoneo.....	86
Figura 5-40. Estación de bombeo de Pulpa (SSP)	86
Figura 5-41. Layout de la Planta de Retratamiento Piuquenes	88
Figura 5-42. Esquema Espesamiento Convencional en Planta.....	89
Figura 5-43. Tramo de envío de relaves desde Planta a Canaleta actual	90
Figura 5-44. Transporte de relaves por Canaleta Actual hacia Tranque Ovejerías.....	91
Figura 5-45. Filtro de disco cerámico Planta Convencional de Filtros PPC Codelco Andina.....	95
Figura 5-46. Flowsheet Planta Molibdeno Flotación Selectiva Codelco Andina con dos celdas neumáticas en serie	96

Índice de Gráficos

Gráfico 3-1. Distribución de Finos Compósito Pluma Ferroso	27
Gráfico 3-2. Distribución de Finos Compósito Primario	28
Gráfico 3-3. Curva de Cinética de Remolienda, Compósito Pluma Ferroso.....	32
Gráfico 3-4. Curva de Cinética de Remolienda, Compósito Primario	32
Gráfico 3-5. Recuperación de Cu Efecto Remolienda, Compósito Pluma Ferrosa	33
Gráfico 3-6. Recuperación de Cu Efecto Remolienda, Compósito Primario.....	34
Gráfico 3-7. Recuperación de Cu con reactivos alternativos, Compósito Pluma Ferrosa	36
Gráfico 3-8. Recuperación CuT Remolienda Convencional, Compósito Pluma Ferroso	42
Gráfico 3-9. Recuperación CuT Remolienda Isamill, Compósito Pluma Ferroso	43

Gráfico 3-10. Recuperación CuT Remolienda Convencional, Primario	44
Gráfico 3-11. Recuperación CuT Remolienda IsaMill, Primario.....	45
Gráfico 3-12. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #3 ($P_{80} = 31.342 \mu m$, $P_{98} = 142.96 \mu m$).....	52
Gráfico 3-13. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #4 ($P_{80} = 17.33 \mu m$, $P_{98} = 42.5 \mu m$).....	53
Gráfico 3-14. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #5 ($P_{80} = 29.21 \mu m$, $P_{98} = 142.82 \mu m$).....	53
Gráfico 3-15. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #6 ($P_{80} = 21.39 \mu m$, $P_{98} = 66.94 \mu m$).....	54
Gráfico 3-16. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #7 ($P_{80} = 28.29 \mu m$, $P_{98} = 149.10 \mu m$).....	54
Gráfico 3-17. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #8 ($P_{80} = 68.72 \mu m$, $P_{98} = 226.12 \mu m$).....	55
Gráfico 3-18. Efecto P98 en la Recuperación y Ley Máxima del Concentrado de Cobre.....	55
Gráfico 3-19. Efecto P98 en la Recuperación y Ley Máxima del Concentrado de Cobre.....	56
Gráfico 3-20. Comparación de Curvas Recuperación – Ley de Molibdeno	56
Gráfico 3-21. Comparación de Curvas Recuperación – Ley de Hierro	57
Gráfico 5-22. Plan de producción de Molibdeno fino a largo plazo Codelco Andina	93
Gráfico 5-23. Plan de producción de Cobre fino a largo plazo Codelco Andina	94

1.0 Introducción

El tranque de relaves Piuquenes fue el depósito original de relaves de División Andina de Codelco Chile (DAND), y operó desde el año 1970 hasta el año 1978, con tonelaje creciente, considerando ciclonaje en el muro y luego centralizado, depositando arenas sin compactar, hasta almacenar un tonelaje cercano a 33 millones de toneladas. Este tranque se emplaza, sobre el cauce del Río Blanco y tiene importantes obras de desvío y manejo de aguas, que hacen complejo y oneroso su abandono¹.

En la actualidad el Tranque Piuquenes presenta una situación complicada según fue detectado en estudios de vulnerabilidades desarrollados por REG en el 2006 y el 2007, que ratifica la necesidad de ejecutar obras asociadas al plan de cierre y abandono comprometidos con Sernageomín el año 2000 y que deben ser materializadas antes del año 2015².

Una opción que representa una alternativa de solución definitiva al abandono de este depósito es removerlo, transportarlo y depositarlo en el Tranque Ovejería, ubicado en Huechún, en la Región Metropolitana, con lo cual el río Blanco vuelve a su cauce y se elimina uno de los mayores pasivos ambientales de la División Andina.

Adicionalmente, es necesario destacar que el relave depositado tiene interesantes cantidades de Cobre y Molibdeno, correspondiente a la explotación de la zona superior del yacimiento Río Blanco (sulfuros primarios), los que podrían ser beneficiados en forma comercial en caso de remoción del depósito³.

Es por todo lo anterior, que se realizó un estudio de factibilidad técnico-económica de una planta con tecnología de última generación para la recuperación por flotación de Cobre y Molibdeno a partir del tranque de relaves de Piuquenes. Dicho estudio fue contrastado con el proceso tradicional de clasificación de relave, remolienda de gruesos y flotación de los minerales, para lo cual fue necesario tomar como base la Ingeniería de Perfil realizada por JRI Ingeniería S.A, T457-INF-AD-103 revisión B, elaborado en Junio del 2010, para la remoción y tratamiento del tranque de Piuquenes.

2.0 Características del Proyecto

El tranque de relaves Piuquenes no se encuentra operativo y posee una serie de vulnerabilidades, las que ratifican la necesidad de desarrollar actividades constructivas asociadas al Plan de Cierre y abandono, dado que se tiene compromiso de materializarse antes del año 2015.

Las obras principales contempladas en el cierre, consideran la construcción del espaldón de aguas abajo, la prolongación del ducto evacuador de aguas claras y de los sistemas de drenaje del muro y del nuevo evacuador, vertedero de seguridad del embalse, implementación del sello del ducto evacuador de aguas claras, el sello de la cubeta, la protección eólica de muro y el cerco perimetral de la cubeta².

En tales términos se desarrolló el estudio para analizar los beneficios de la remoción, retratamiento, transporte y disposición de relaves, versus la opción de Cierre y sus costos asociados, que puede considerarse como opción base. Un detalle de los costos de inversión y operación del plan de Cierre se encuentra en el Anexo D, Capítulo “Antecedentes Previos”.

Se consideró el diseño de una Planta de procesamiento de mineral de relave para la recuperación de Cu y Mo mediante el uso de nuevas tecnologías de concentración de minerales. Se debió analizar las innovaciones disponibles en el mercado y en la industria de la minería a modo de disponer de un proceso que permita obtener una mayor eficiencia energética y recuperación de mineral.

Luego de un estudio de mercado se seleccionaron las tecnologías consideradas dentro del proyecto. Para validar los resultados de estas tecnologías se diseñó un plan de pruebas en los laboratorios de SGS Lakefield, Santiago Chile. Las muestras utilizadas para las pruebas fueron extraídas mediante sondajes del Tranque Piuquenes, realizados en Mayo del 2010, Los resultados obtenidos se utilizaron para validar los distintos escenarios propuestos en el proyecto.



Figura 2-1. Tranques de relaves Los Leones y Piuquenes Codelco División Andina

2.1 Localización

El Tranque Piuquenes se encuentra entre el *km* 14 y 16,5 del camino industrial de DAND, aproximadamente a 86 *km* al NE de Santiago, comuna de Los Andes, V Región de Valparaíso.

Se emplaza a una cota de 2.100 *m.s.n.m* en el valle del río Blanco. La pendiente media del valle en el sector es de 3% y su ancho medio es de 400 *m* .

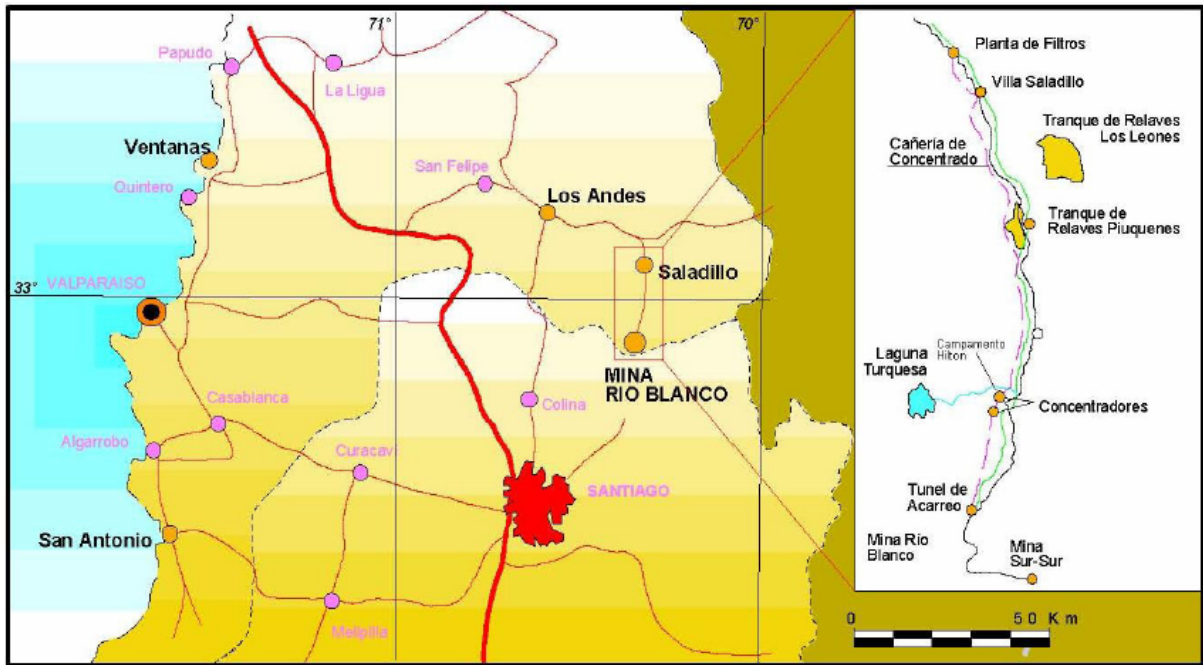


Figura 2-2. Localización del Tranque Piuquenes

2.2 Historia

El Tranque Piuquenes fue diseñado por REG Ingenieros en 1968 para el depósito de relaves provenientes del yacimiento Río Blanco de DAND. Se construyó a fines de 1970, con una vida útil de 10 años.

En 1976 se ejecutó un proyecto de peralte del Tranque para prolongar su vida útil y retrasar el ingreso al sistema del nuevo Tranque Los Leones. En el año 1978, el Tranque quedó fuera de operación.

Se estima que la cubeta contiene almacenados 30 a 35 millones de toneladas de relaves y cerca de 7 millones de toneladas de arenas. El método constructivo utilizado corresponde al sistema de crecimiento de aguas abajo y arenas de relave cicloneadas como material de conformación del prisma resistente.



Figura 2-3. Vista Lateral Tranque de relaves Piuquenes

Inicialmente, hasta Octubre de 1974, la clasificación de una fracción de los relaves era con ciclones en línea, con un porcentaje de finos del orden de 25-27%. Durante este período, se depositaron aproximadamente 2.481.000 toneladas de arena, completando un volumen total de relleno de 2 millones de m^3 , con una cota de coronamiento del orden de 2.142 *m.s.n.m.* El pie del relleno alcanzaría hasta unos 170 *m* aguas abajo del eje final del muro.

A contar de Noviembre de 1974 se instaló un doble cicloneo, en que el underflow proveniente de la batería centralizada era diluido y conducido por tuberías. Con este sistema se obtuvieron arenas limpias con contenidos de finos dentro de los rangos especificados¹.

2.3 Alternativas Tecnológicas

2.3.1 Descripción General

En el marco del diseño y tecnologías de la planta de retratamiento del tranque Piuquenes, se buscaron alternativas no convencionales que permitieran la extracción de Cobre y Molibdeno, a modo de obtener mayores recuperaciones y leyes, eficiencias energéticas, disminución de personal y espacio físico.

Se consideró como tecnología convencional: clasificación de relaves, remolienda de gruesos en molino de bolas, flotación Rougher y Scavenger en celdas convencionales y flotación de limpieza en celdas columnares.

Debido a que el mineral a extraer corresponde a material depositado en un tranque de relaves, una gran cantidad de partículas afectarán la superficie del mineral de interés, impidiendo una adecuada flotación lo que sin duda conllevará a obtener menores recuperaciones. Por otro lado según los antecedentes previos obtenidos se tiene la información de que el material a repulpear corresponde en su gran mayoría a mineral de granulometría fina por lo que se deberán implementar equipos para su adecuado tratamiento³.

En una primera etapa se llevó a cabo un estudio de benchmarking para ver las opciones disponibles en el mercado actual de procesamiento de minerales y extracción de tranques de relaves.

Posteriormente se concretó reuniones con una gran variedad de empresas del rubro, las cuales presentaron sus avances tecnológicos y la conveniencia de sus equipos en el proceso de concentración.

Finalmente se realizó una selección de acuerdo a parámetros de eficiencias energéticas, instalaciones en otras faenas mineras, disponibilidad de equipos para realizar pruebas piloto

y de laboratorio, antecedentes de resultados metalúrgicos en otros proyectos y aplicación de las tecnologías en estudios de la misma magnitud.

De acuerdo a lo anterior se seleccionaron dos tecnologías de la empresa Xstrata Technology, la cual posee experiencia en el desarrollo de equipos para concentración de minerales de Cu, con instalaciones en diversas partes del mundo⁴.

En la etapa de remolienda se seleccionó un nuevo equipo de molienda inerte (IsaMill) en reemplazo del molino convencional de bolas, en el circuito de flotación se incluyó una celda neumática (Jameson) para flotación de partículas finas y ultrafinas en conjunto con celdas convencionales con la incorporación de análisis de partículas en línea.

Para validar la eficiencia energética y la obtención de mayores recuperaciones metalúrgicas de las tecnologías propuestas respecto de las convencionales, se diseñó un programa de pruebas de laboratorio con material proveniente de sondajes del Tranque Piuquenes. Para ello la empresa Xstrata Technology dispuso de equipos de laboratorio en las instalaciones de la empresa SGS Lakefield en Santiago de Chile.

El detalle de las tecnologías evaluadas en el estudio de benchmarking se puede encontrar en el Anexo B, Capítulo “General”.

De esta manera se evaluaron las siguientes opciones de procesamiento de relaves:

- Remolienda Inerte en molino IsaMill y molino de bolas Convencional
- Flotación Neumática en Celda Jameson
- Flotación Mecánica en Celda convencional
- Acondicionamiento de concentrado
- Espesamiento de relaves

2.3.2 Descripción de Tecnologías

I. Remolienda Inerte en IsaMill

IsaMill es una tecnología de molienda a gran escala y con alta eficiencia energética, desarrollada y aplicada en aplicaciones metalíferas. Reduce el costo de energía, el costo de los 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 acero⁵.

Produce en circuitos abiertos una distribución de tamaños de partículas con una pendiente empinada (alta) sin necesidad de harneros internos o ciclones operando en circuito cerrado. El diseño horizontal tipo “flujo pistón” evita los cortocircuitos y proporciona una tecnología robusta y fácil de operar.



Figura 2-4. Molino de Remolienda Isamill

El IsaMill es usado en metales básicos (cobre, plomo, zinc y níquel), metales del grupo de 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 / ultrafina y molienda primaria.

Operación del Equipo

El IsaMill es un molino horizontal, de gran velocidad con agitación, que opera con intensidades de potencia muy altas (hasta $300 \text{ kW} / \text{m}^3$) en comparación a los molinos de bolas o molinos de torre (con menos de $40 \text{ kW} / \text{m}^3$).

Esta alta intensidad de potencia permite al IsaMill 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 con tamaños gruesos como 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 con el fin de realizar el mantenimiento.

Los discos agitan los medios para moler la pulpa de alimentación. El separador de producto retiene los medios en el IsaMill al centrifugarlo primero y después bombearlo de regreso al extremo de alimentación de equipos. 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.

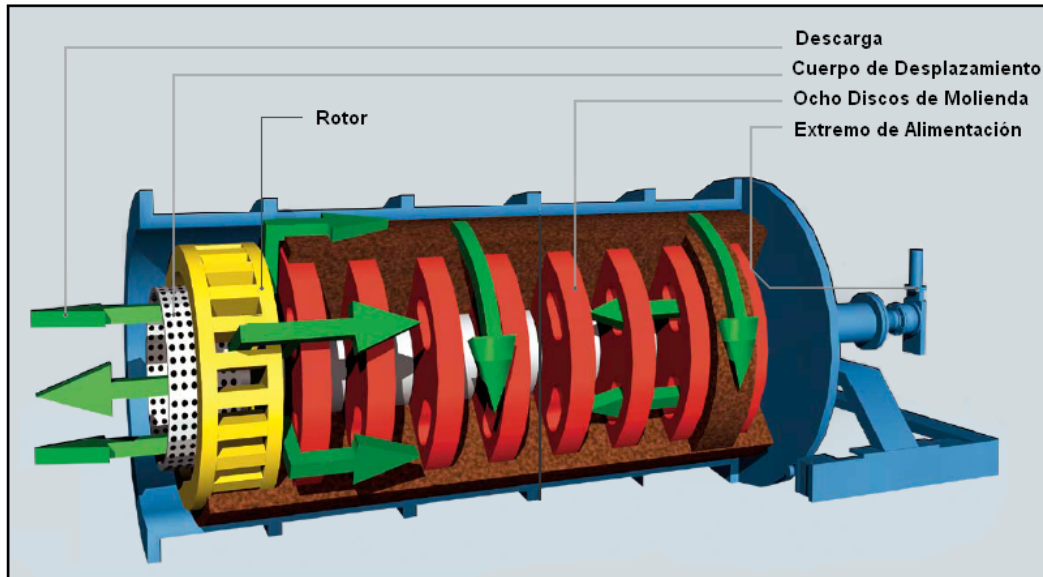


Figura 2-5. Vista interior del molino IsaMill

Ventajas del IsaMill

La gran capacidad de producción, excelente disponibilidad, facilidad de mantenimiento, pequeña ocupación de superficie, bajo costo de instalación, gran eficiencia energética y mejora de procesos son las piedras angulares de la tecnología.

- **Eficiencia Energética:** La eficiencia de la molienda se refiere al tamaño de los medios de molienda, los cuales al ser más pequeños, tienen más superficie y una frecuencia más alta de colisión de medios/ partículas haciéndolos muchos más eficientes.
- **Mejor Recuperación de Flotación:** 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 tamaños de partículas también beneficia la recuperación de la flotación, ayudando a la vez con las propiedades de manipulación del material.
- **Alta intensidad- menor espacio ocupado:** Esta tecnología de molienda de alta intensidad ($> 300 \text{ kW} / \text{m}^3$) requiere mucho menos espacio que la tecnología de molienda convencional – el volumen de molienda del IsaMill es una décima parte del

molino de bolas o de molino de torres equivalentes. La alta intensidad significa tiempos de residencia cortos evitando la molienda excesiva.

- Configuración de Circuito Abierto: La alimentación del IsaMill pasa por 8 etapas de molienda consecutivas entre los discos antes de alcanzar el clasificador interno. Otros molinos con sólo una etapa de molienda requieren de ciclones operando en circuito cerrado y altas cargas circulantes y ni aún así producen distribuciones de tamaño de productos con pendientes empinadas.
- Mantenimiento Simple, Rápido y Seguro: El mantenimiento de un IsaMill se parece al mantenimiento de una bomba grande. Se sella completamente con componentes reemplazables revestidas de goma y un sello prensa estopa. Una detección para inspeccionar y reemplazar las partes internas desgastadas, incluyendo el revestimiento, toma menos de 8 horas.
- Gran Escala: Los molinos están disponibles desde 75 kW a 8 MW . Esto hace que la eficiencia y los beneficios del proceso de la molienda inertes estén disponibles para aplicaciones de pequeño y gran tonelaje.
- Diseño Horizontal: La disposición horizontal permite un diseño tipo “flujo pistón”. Esto evita los cortocircuitos y hace que el molino sea mucho menos sensible a las perturbaciones del proceso. El diseño horizontal permite que el molino se ponga en marcha con plena carga y se traduce en un mantenimiento más sencillo.
- Bajo Costo de Instalación: Grúas pequeñas y de baja altura y un sencillo sistema para el manejo de medios de molienda ubicados bajo el piso. Molinos a gran escala y operación en circuito abierto. Esto significa menos molinos, menos clasificación, un diseño sencillo del circuito y menores costos de instalación.
- Escalamiento Preciso: Los resultados a nivel de Laboratorio y Piloto son escalados a un tamaño comercial con una precisión del 100%. Los IsaMill tienen un probado escalamiento directo de 1:1 reduciendo el riesgo del proyecto.

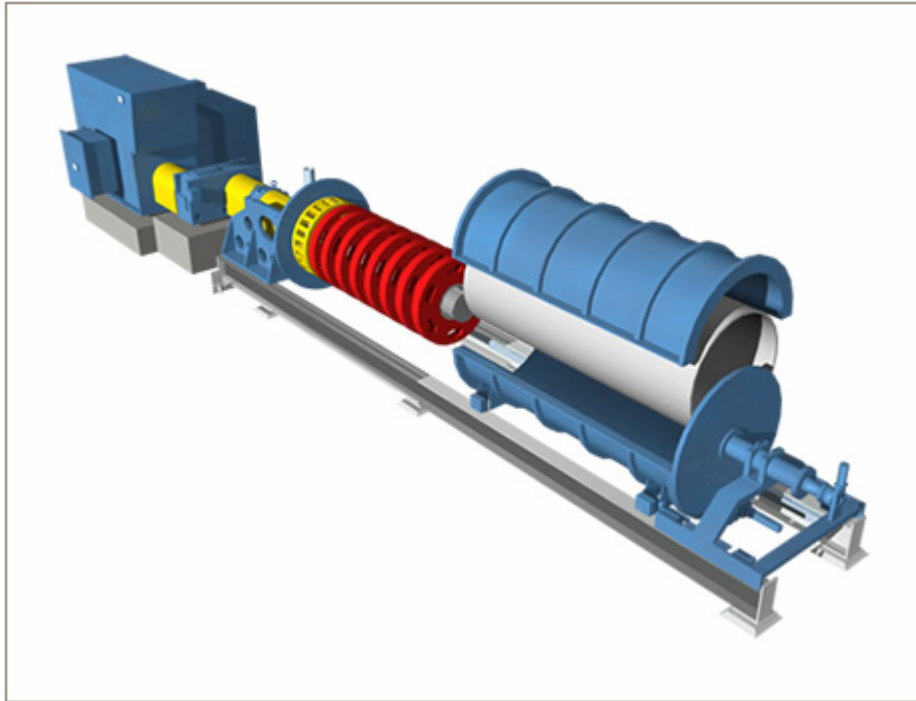


Figura 2-6. Sistema de mantenimiento molino IsaMill

II. Flotación Flash en Celda Jameson

La celda Jameson es una celda de flotación de alta intensidad que puede crear circuitos de flotación de menor costo, más eficientes y con mejor rendimiento. La primera Celda Jameson comercial se instaló en 1989 en la operación de Mt Isa Mines en respuesta a los defectos de las celdas de flotación columnar. Desde entonces la tecnología ha mejorado significativamente⁶.

La Celda Jameson es un dispositivo resistente que utiliza principios simples para generar una flotación intensa. Las diferencias claves con las celdas mecánicas convencionales y las columnas de flotación son:

- Un chorro a presión altamente cortante que crea una zona de mezcla de alta intensidad, lo que produce una nube de burbujas que se mezclan rápidamente con partículas.

- Las burbujas de aire finas permiten una alta carga de sólidos por burbuja de aire y, de este modo se produce una alta capacidad de transporte de espuma. Esto se traduce en tasas de producción altas en un espacio pequeño.
- La pequeña área requerida para su instalación (huella) permite contar con lavado de espuma para mejorar la calidad del producto.
- La mayor parte de la interacción partícula – burbuja sucede en la zona del “downcomer”, lo que significa que el tanque de la celda se requiere solamente para la separación de la espuma/pulpa (y para el lavado de espuma). A diferencia de las columnas, no es necesaria una gran zona de colección y no existe la necesidad de realizar los cálculos de “tiempo de residencia” de las celdas convencionales.

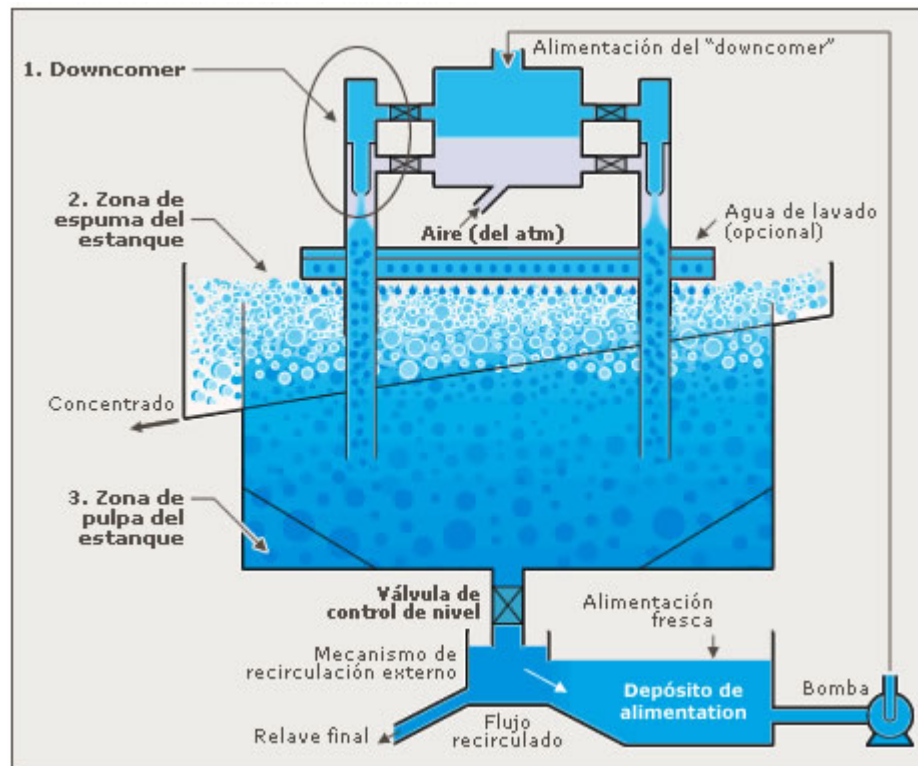


Figura 2-7. Diagrama Downcomer y circuito de recirculación Celda Jameson

- La Celda Jameson no tiene piezas móviles, lo que se traduce en una alta disponibilidad y bajos costos de mantenimiento.

- No utiliza un suministro de aire externo, lo que reduce aún más los costos de operación.
- El simple, pero poderoso mecanismo de creación de burbujas, crea una distribución del tamaño de burbujas uniforme para lograr un rendimiento consistente.



Figura 2-8. Área superficial de burbuja Celda Jameson y Convencional

- Escalamiento simple para las máquinas de gran tamaño. Las celdas instaladas varían de una alimentación de 80 m^3/h a una de 3.000 m^3/h .



Figura 2-9. Celda Jameson en flotación de cobre previa a la limpieza en Prominent Hill, Australia

Ventajas de la Celda Jameson

- Capacidad de alta producción: Una sola celda puede tratar más de $3.000 \text{ m}^3 / h$ y es capaz de producir una tasa de concentrado de 130 tph .
- Alta recuperación y ley: 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 una sola etapa.
- Mantenimiento rápido y de bajo costo: La celda Jameson no tiene piezas móviles y no tiene un suministro de aire externo lo que hace del mantenimiento de la Celda Jameson simple y de bajo costo.
- Encendido y apagado simple: La alimentación fresca se lleva en línea, por medio de la bomba, en el arranque de la celda y, la acción del mecanismo de recirculación garantiza que la celda alcanza rápidamente el equilibrio.
- Diseño de celda flexible: No hay piezas móviles dentro de la Celda Jameson y la flexibilidad en la elección de materiales es amplia. Debido a la simplicidad de la

unidad, los cambios en el diseño se pueden implementar fácilmente y así la mayoría de las celdas se diseñan a medida para cada cliente.

- Bajo costo de instalación: Una celda que puede tratar $1.200 \text{ m}^3 / h$ tiene sólo 5,0 metros de diámetro y 4,0 metros de alto. El área de uso de una Celda Jameson es generalmente entre un 40 a un 60% de uso de las celdas de flotación convencional, mientras que la altura es menor al 30% de las celdas de columna.
- Escalamiento preciso: Los resultados de la escala piloto se escalan directamente al tamaño comercial con un 100% de precisión.
- Dependiente del contacto: En vez que el dimensionamiento del equipo dependa del tiempo de residencia, como sucede con las celdas de flotación convencionales, el dimensionamiento de la Celda Jameson depende del flujo.

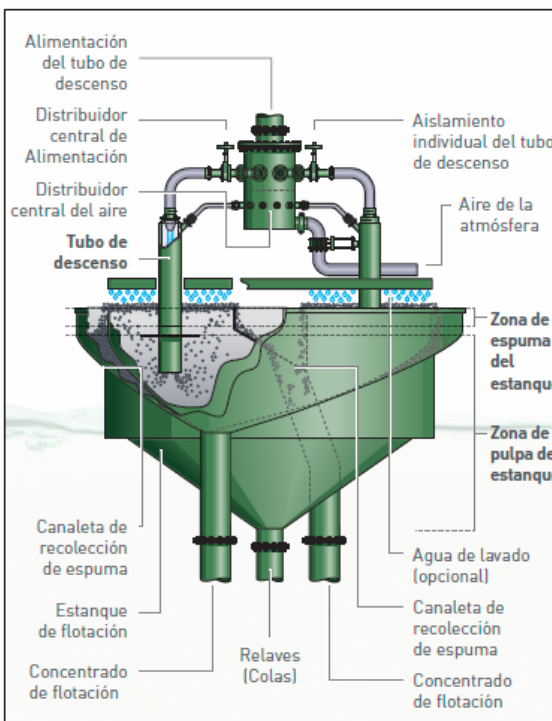


Figura 2-10. Diagrama interior Celda Jameson

3.0 Pruebas de Laboratorio

3.1 Aspectos Generales

Para el diseño de una Planta Industrial de retratamiento de mineral del Tranque de relaves Piuquenes se propusieron distintas alternativas no convencionales con el objetivo principal de buscar aumentar la eficiencia energética de los equipos, optimizar el proceso de recuperación y reducir los costos operacionales, todo esto en el sentido de integrar un nuevo concepto de concentración de minerales de baja ley.

Una de las tecnologías de innovación propuestas para este servicio corresponde al equipo de molienda inerte IsaMill, el cual gracias a su diseño permite reducir el costo de energía, el costo de los medios de molienda y el costo de capital de la molienda. Esta tecnología de molienda de alta intensidad requiere mucho menos espacio que la tecnología de molienda convencional. Por otro lado, la intensa fricción inerte frecuentemente mejora el rendimiento metalúrgico en comparación a los medios de molienda convencionales de acero⁵.

A su vez un particular punto de interés a estudiar es la recuperación del material fino que se encuentra liberado. Como fue descrito anteriormente la celda Jameson se caracteriza por lograr la recuperación de partículas finas, por lo que es de interés estudiar el rendimiento metalúrgico del producto del IsaMill al ser flotado usando la tecnología de la celda Jameson y de este modo evaluar la potencial recuperación y ley de concentrado combinando ambas tecnologías⁶.

Fue necesario realizar pruebas de laboratorio de comparación utilizando el molino IsaMill y molino convencional de bolas para poder verificar la eficiencia esta nueva tecnología. De la misma manera se evaluó en una celda Jameson de laboratorio su eficiencia en comparación de celdas convencionales.

3.2 Sondajes Tranque Piuquenes

Para la ejecución de pruebas de laboratorio se debió realizar una extracción de mineral del Tranque de relaves Piuquenes la cual se concretó mediante sondajes por sonda sónica. En una primera instancia se propuso realizar 5 sondajes, tal como se muestra en la figura 3-11 a continuación:

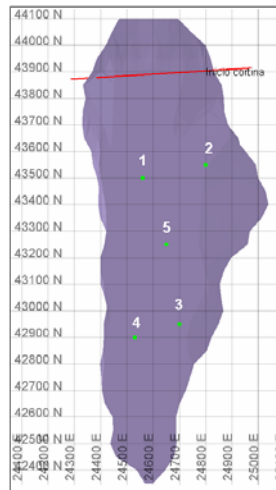


Figura 3-11. Ubicación de sondajes realizados en Tranque Piuquenes

Debido a la presencia de una laguna en el sondaje nº 4 este no se pudo concretar, por lo que el análisis del Tranque consideró los 4 restantes. A su vez cada sondaje fue subdividido en diferentes Nº de muestras para su análisis⁷. Mayor detalle se podrá encontrar en el Anexo B, Capítulo “Laboratorio”.

En una posterior etapa se realizó una caracterización completa del mineral proveniente del Tranque a modo de identificar las propiedades de las especies presentes. Para la ejecución del estudio División Andina dispuso en las instalaciones de SGS Lakefield en Santiago de Chile, una cantidad total aproximada de 1400 kg muestras del tranque Piuquenes correspondientes a 4 sondajes obtenidos en Mayo del 2010, los cuales se encontraban divididas en 144 cargas. Estos sondajes fueron analizados de acuerdo a sus características geológicas y metalúrgicas identificando 4 zonas:

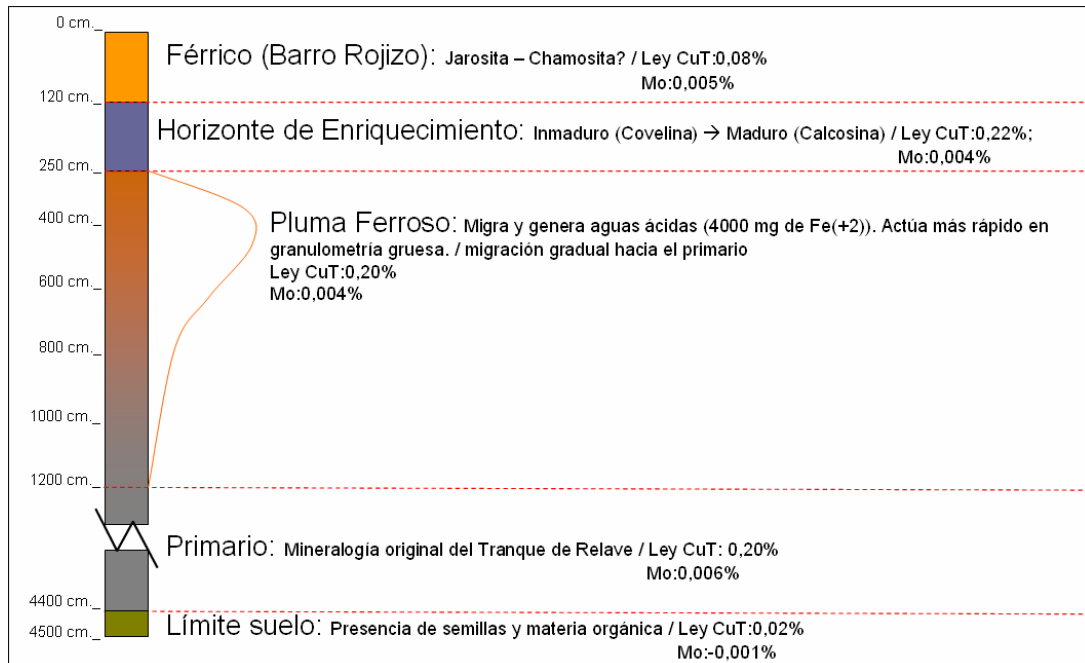


Figura 3-12. Identificación zonas mineralógicas sondaje n°1

- Zona Férrica: Capa superior del tranque con un grosor entre 1-2 m .
- Zona de Enriquecimiento: Capa con mayor ley de cobre con un grosor ente 1-1,5 m .
- Zona Pluma Ferrosa: Grosor entre 5-10 m .
- Zona Primaria: Grosor entre 20-30 m .



Figura 3-13. Proceso de perforación



Figura 3-14. Muestras de sondajes

3.3 Formación de Compósitos

El objetivo de las pruebas de laboratorio es evaluar la recuperación metalúrgica de Cu y Mo del mineral proveniente del Tranque, usando tecnologías alternativas y convencionales para poder realizar una evaluación económica de implementar una Planta de Retratamiento.

Considerando lo anterior se debió realizar la formación de compósitos para la ejecución de pruebas de laboratorio, dada las características de profundidad de las diferentes zonas del tranque se optó por realizar pruebas a la zona ferrosa y primaria, ya que representan casi en su totalidad el mineral del Tranque Piuquenes y debido a que las otras zonas no poseen la cantidad suficiente de mineral para realizar las pruebas requeridas.

Mayor detalle de la formación de los compósitos se podrá encontrar en el Anexo B, Capítulo “Laboratorio” Los análisis a efectuar se realizaron a cada compósito por separado obteniendo resultados de leyes y recuperaciones para cada uno, de esta manera se pudo ver como la zona mineralógica afecta los resultados obtenidos.



Figura 3-15. Cargas de mineral



Figura 3-16. Preparación de muestras



Figura 3-17. Pesaje de muestras



Figura 3-18. Cargas de 1350 g para flotación

3.4 Descripción General de las pruebas

Una vez formados los 2 compósitos se procedió a realizar un detallado análisis mineralógico y de grado de liberación por malla, para posteriormente llevar a cabo un estudio de pruebas de flotación con las condiciones estándar de DAND con y sin remolienda, de manera de verificar la conveniencia de moler el mineral.

SGS Lakefield llevó a cabo pruebas comparativas entre el molino IsaMill y un molino convencional de bolas, a modo de evaluar su eficiencia energética y los resultados de recuperaciones obtenidos en flotación.

Paralelamente se realizó una prueba de comparación a cargo de la empresa Xstrata Technology entre la celda Jameson y una celda tradicional de flotación en las mismas instalaciones de SGS Lakefield. Esta prueba incluyó una etapa de molienda en el molino IsaMill a distintos tamaños.

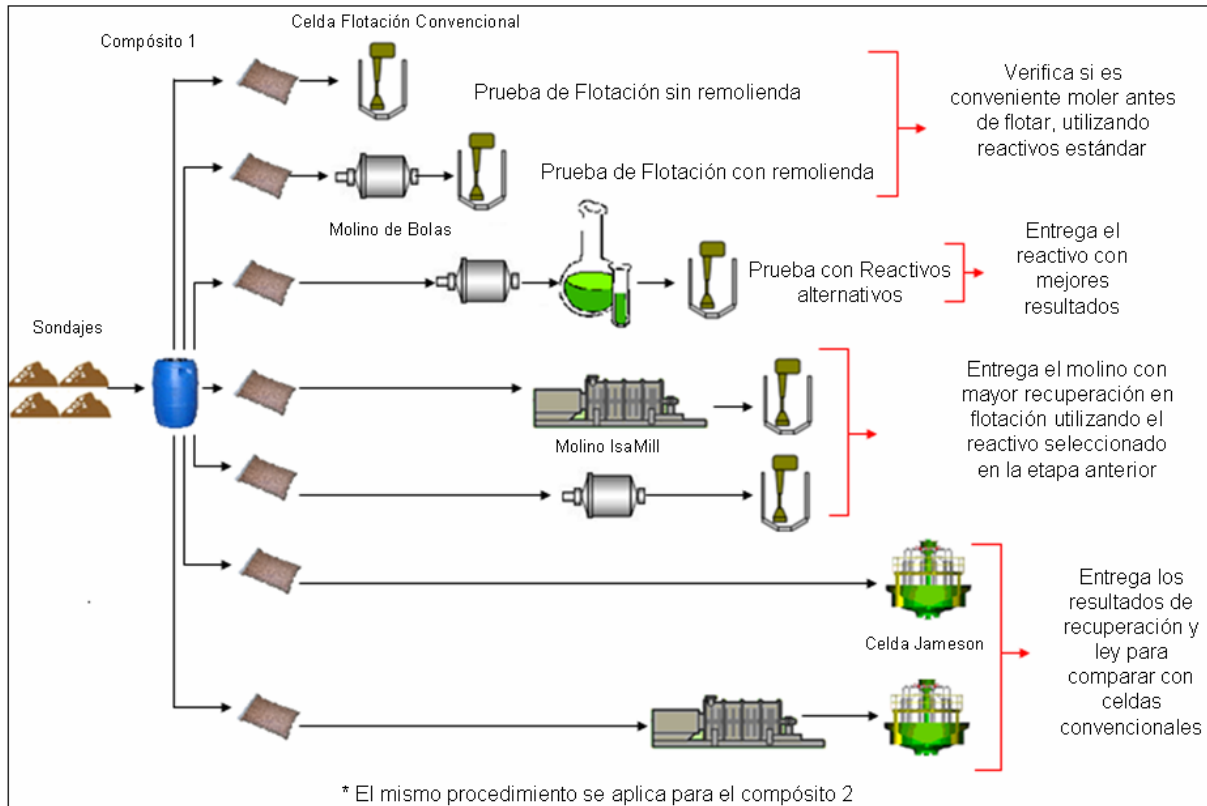


Figura 3-19. Esquema general Pruebas de Laboratorio

3.5 Resultados de Mineralogía

Con el objetivo de obtener un conocimiento detallado del mineral depositado en el Tranque Piuquenes se realizó una caracterización química y mineralógica de las muestras correspondientes a los dos compósitos por fracciones granulométricas. Se caracterizaron siete fracciones granulométricas, 300 μm , 212 μm , 150 μm , 75 μm , 45 μm , 38 μm y -38 μm . Cada fracción granulométrica fue analizada por CuT, Cu Sol, Mo y Fe, y, además se determinó su composición mineralógica, liberación y asociaciones por análisis PMA (Particle Mineralogical Analysis) en Qemscan⁸.

En los gráficos a continuación se encuentran los resultados de ocurrencia del Cu para ambos compósitos. En ellos se puede apreciar que la especie mineralógica predominante corresponde a la Calcopirita con un 91,05% en el compuesto Pluma Ferroso y un 80,36% en

el Primario. Además se encuentra presente Bornita, Covellina, Calcosina, Enargita/Tenantita y Atacamita.

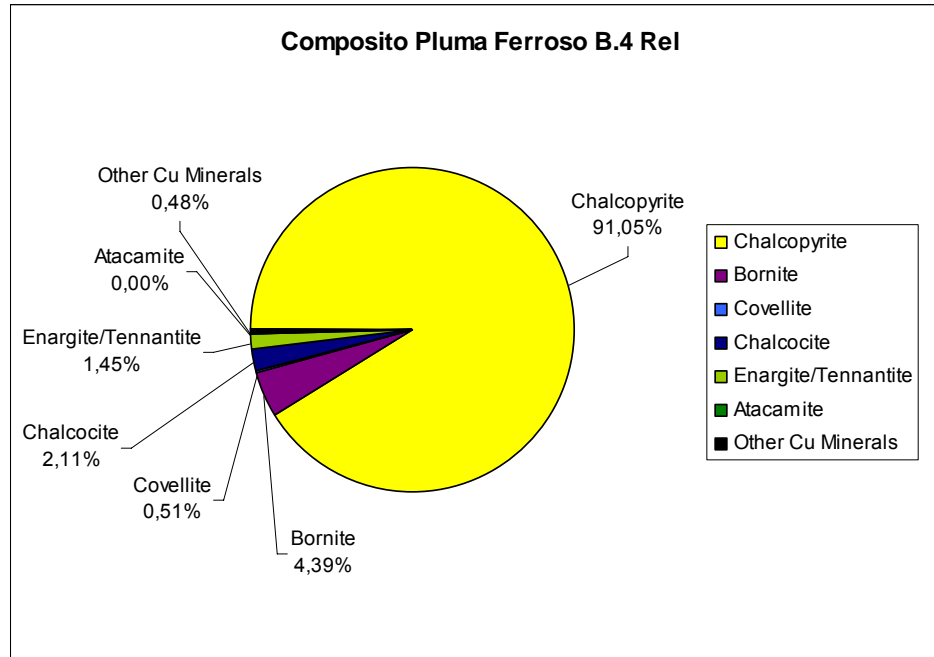


Figura 3-20. Análisis Mineralógico ocurrencia del Cu Compósito Pluma Ferroso

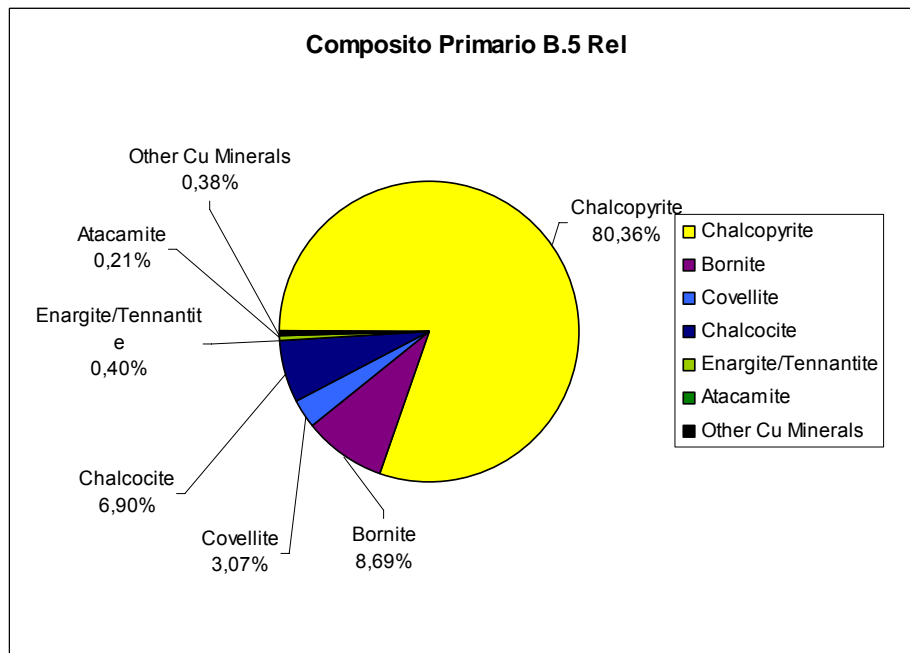


Figura 3-21. Análisis Mineralógico ocurrencia del Cu Compósito Primario

Realizando un análisis de los datos obtenidos de liberación por malla de cobre podemos encontrar los porcentajes de grado de oclusión de la calcopirita. Se caracteriza por calcopirita libre mayor a 95%, liberada entre 95 - 80%, Midds entre 80 -50%, Sub-Midds entre 50 - 20% y calcopirita ocluida menor a 20%.

En los gráficos a continuación se puede apreciar los porcentajes respectivos de acuerdo al porcentaje de liberación de calcopirita de formal global y por malla⁸.

En el caso del compósito Pluma Ferroso encontramos una mayor distribución de calcopirita liberada en las fracciones finas $-75/+53 \mu m$, $-53/+38 \mu m$, $-38/+3 \mu m$, lo que de alguna manera refleja que el proceso de recuperación de cobre en el tiempo en el cual se realizó el primer tratamiento del mineral permitía recuperar en su totalidad la calcopirita liberada sobre $75 \mu m$.

De manera global encontraremos que el porcentaje que no está ocluido corresponde a un 62,41%, para lo cual se deberá realizar una molienda fina que permita llegar a los grados de liberación necesarios. De esta manera se verifica y corrobora la aplicación de la tecnología de molienda inerte IsaMill, la cual permite llegar a estos niveles de molienda. Según la experiencia de la empresa SGS Lakefield, el punto de interés en este proyecto es ver de que manera el IsaMill puede permitir recuperar la fracción con Sub-Midds entre 50-20%, el cual sería muy difícil de obtener con molienda convencional en un molino de bolas.

En el caso del compósito Primario podemos encontrar un comportamiento bastante similar al obtenido en el Pluma Ferroso, donde la presencia de calcopirita liberada se presenta principalmente en las fracciones $-53/+38 \mu m$, $-38/+3 \mu m$.

De manera global se aprecia una recuperación de un 58,57% considerando que la tecnología IsaMill pueda obtener grados de molienda necesaria para la liberación de los Sub-Midds. En comparación con el otro compósito se encuentra un mayor porcentaje de calcopirita ocluida y un menor porcentaje de calcopirita liberada entre 95 - 80%,

Tabla 3-1. Análisis de Mineralogía Compósito Pluma Ferroso

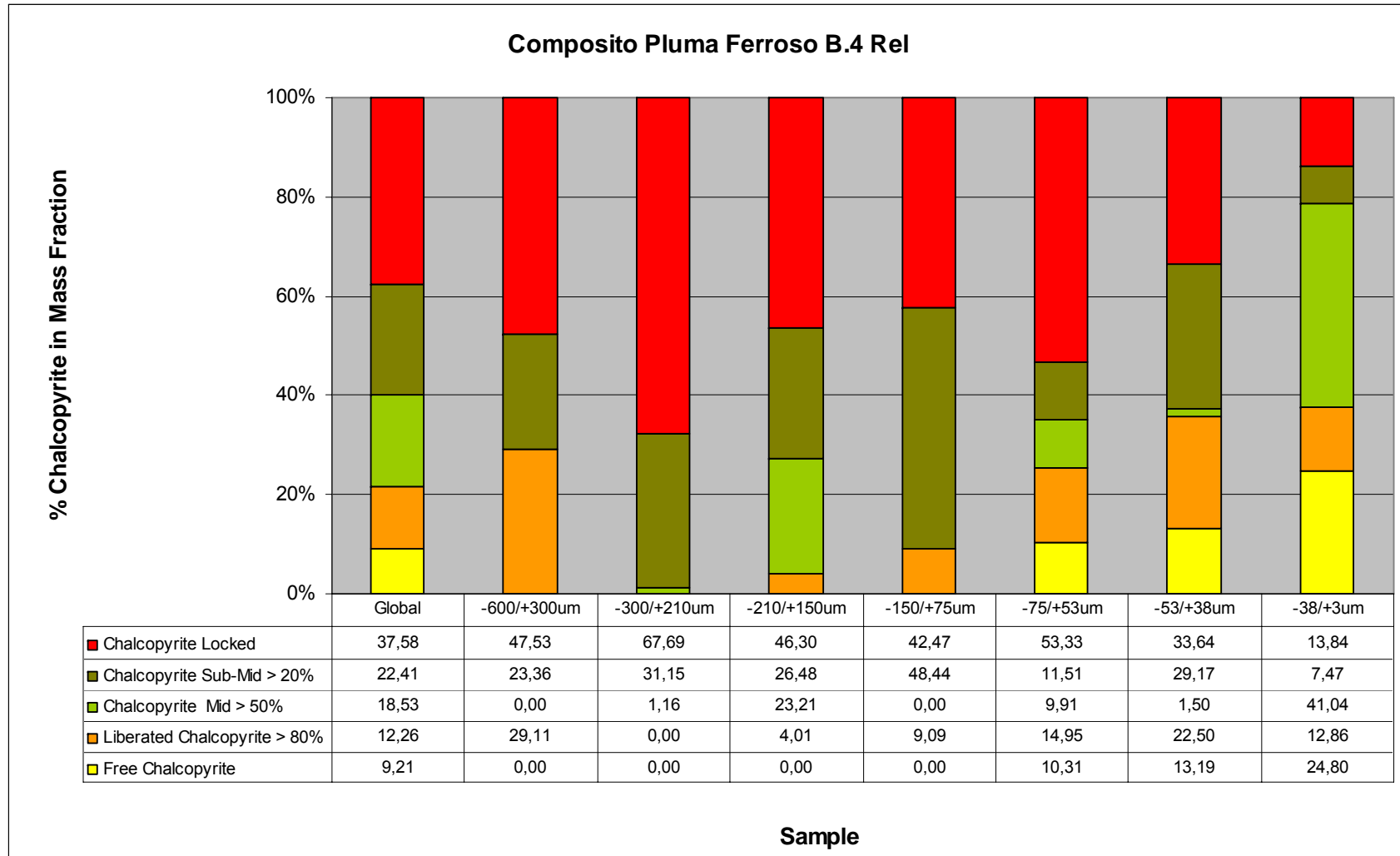
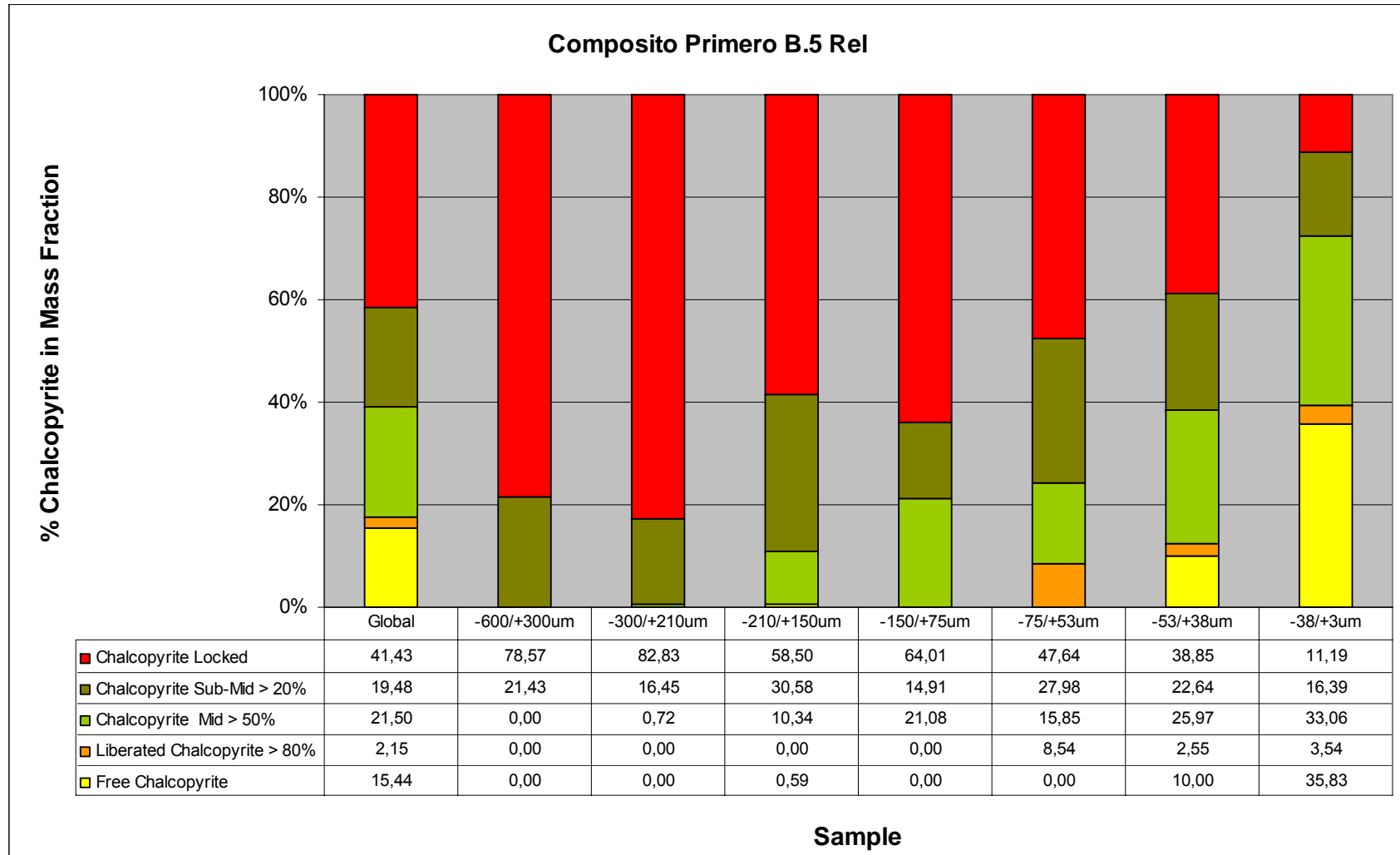


Tabla 3-2. Análisis de Mineralogía Compósito Primario



A continuación se muestra el detalle de los resultados de distribución de finos por malla y las leyes obtenidas para el compuesto primario y pluma ferroso⁹.

Tabla 3-3. Distribución de Finos y Leyes por Malla Compósito Pluma Ferroso

N° Tamiz ASTM	Aber. µm	Peso g	Ley, %					Finos					Distribución de Finos				
			CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe	CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe	CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe
50	300	30.5	0.446	0.054	0.032	0.006	2.53	13.603	1.647	0.976	0.183	77.17	10.145	3.980	4.224	8.115	3.21
70	212	30.8	0.417	0.042	0.030	0.007	2.31	12.844	1.294	0.924	0.216	71.15	9.579	3.126	3.999	9.561	2.96
100	150	41.6	0.340	0.037	0.027	0.006	2.63	14.144	1.539	1.123	0.250	109.41	10.548	3.719	4.861	11.069	4.56
200	75	101.5	0.200	0.035	0.020	0.004	2.24	20.300	3.553	2.030	0.406	227.36	15.140	8.584	8.785	18.004	9.47
270	53	45.7	0.126	0.030	0.019	0.003	2.84	5.758	1.371	0.868	0.137	129.79	4.294	3.313	3.758	6.080	5.41
400	38	39.2	0.124	0.037	0.022	0.004	4.39	4.861	1.450	0.862	0.157	172.09	3.625	3.505	3.732	6.953	7.17
-400	-38	302.3	0.207	0.101	0.054	0.003	5.34	62.576	30.532	16.324	0.907	1614.28	46.669	73.774	70.643	40.217	67.23
Total		591.6						134.086	41.386	23.108	2.255	2401.24	100.000	100.000	100.000	100.000	100.000
Ley Global Calculada			0.227	0.070	0.039	0.004	4.06										

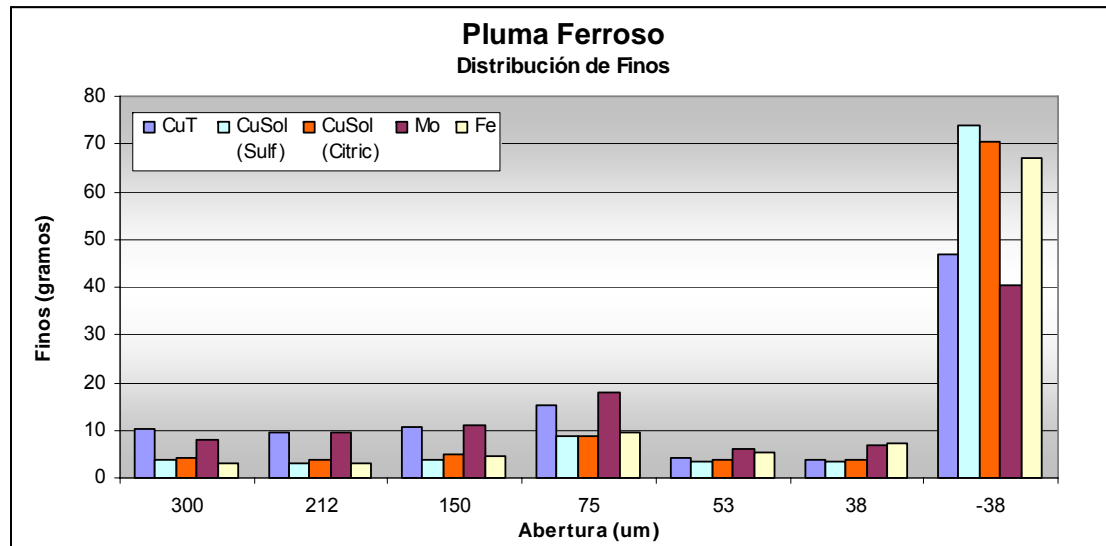


Gráfico 3-1. Distribución de Finos Compósito Pluma Ferroso

Tabla 3-4. Distribución de Finos y Leyes por Malla Compósito Primario

N° Tamiz ASTM	Abert. μm	Peso g	Ley, %					Finos					Distribución de Finos				
			CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe	CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe	CuT	CuSol (Sulf)	CuSol (Citric)	Mo	Fe
50	300	12.9	0.423	0.082	0.049	0.005	4.32	5.457	1.058	0.632	0.065	55.73	3.588	1.839	1.451	1.727	1.73
70	212	16.7	0.455	0.065	0.038	0.005	3.10	7.599	1.086	0.635	0.084	51.77	4.997	1.887	1.457	2.235	1.61
100	150	31.9	0.375	0.051	0.037	0.006	2.47	11.963	1.627	1.180	0.191	78.79	7.867	2.828	2.709	5.123	2.45
200	75	107.8	0.218	0.047	0.031	0.005	3.06	23.500	5.067	3.342	0.539	329.87	15.455	8.806	7.670	14.428	10.24
270	53	54.9	0.134	0.043	0.028	0.006	2.48	7.357	2.361	1.537	0.329	136.15	4.838	4.103	3.528	8.817	4.23
400	38	46.9	0.123	0.047	0.023	0.008	5.34	5.769	2.204	1.079	0.375	250.45	3.794	3.831	2.476	10.043	7.78
-400	-38	358.8	0.252	0.123	0.098	0.006	6.46	90.418	44.132	35.162	2.153	2317.85	59.461	76.706	80.709	57.626	71.97
Total		629.9						152.061	57.534	43.567	3.736	3220.61	100.000	100.000	100.000	100.000	100.00
Ley Global Calculada			0.241	0.091	0.069	0.006	5.11										

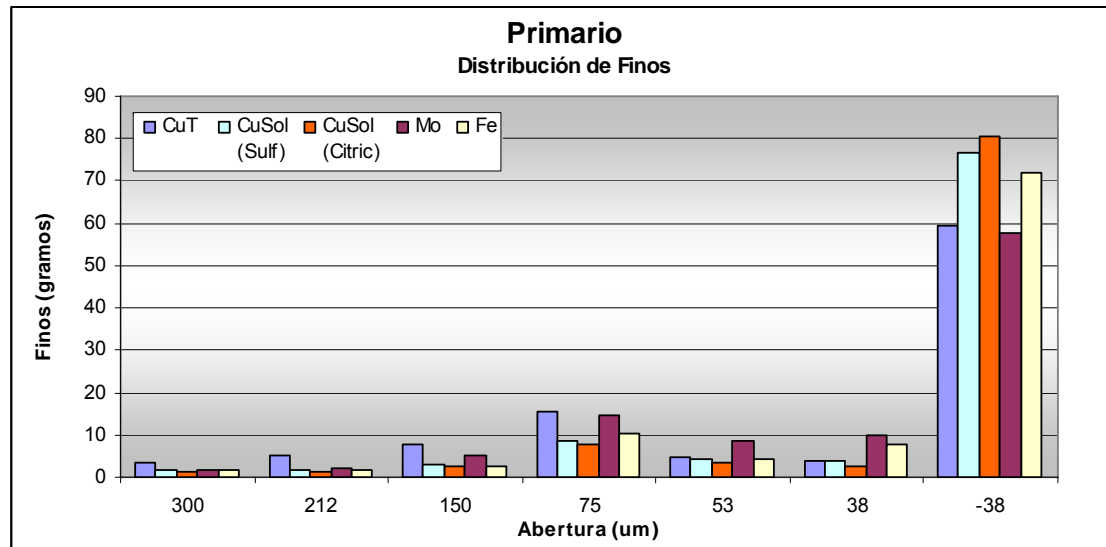


Gráfico 3-2. Distribución de Finos Compósito Primario

Los resultados de los análisis químicos, con relación a los contenidos de cobre oxidado, no concordaron con la información que entregó el análisis mineralógico. Por lo cual, se determinó repetir los análisis de cobre soluble por un método cuyo ataque fuera menos enérgico, con el propósito de evitar la disolución de algunas especies sulfuradas que pudieran disolverse, es así como se seleccionó el método cítrico 1 Molar. Sin embargo, los resultados de los análisis químicos por este último método, no mostraron diferencia respecto de los análisis anteriores.

Teniendo en cuenta estos últimos resultados, se repitieron las lecturas de las briquetas y se verificó la base de datos de Qemscan sin encontrar errores. Por tanto, se estimó que estas diferencias se deben a que en el ataque para el análisis químico de las muestras se genera una cierta disolución de algunas partículas extremadamente finas de sulfuros que aportan cobre a los resultados de los análisis de cobre soluble⁹.

Analizando los resultados obtenidos podemos dar cuenta para ambos compósitos que la fracción más importante de cobre se encuentra -#400 con una distribución de finos de un 46,669 % de CuT en el compósito Pluma Ferrosa y un 59,461 % en el compósito Primario. Este mismo comportamiento se puede apreciar para el molibdeno con una distribución de finos de un 40,217% -#400 en el compósito Pluma Ferrosa y de un 57,626% en el Primario.

En relación a la ley de cobre en el compósito Pluma Ferroso se dispone de una ley global calculada de 0,227% y en el compósito Primario de 0,241%. En el caso del molibdeno se dispone una ley global calculada de 0,004% en el compósito Pluma Ferroso y de 0,006% en el compósito Primario. Para realizar el cálculo de la Ley Global de Cu y Mo para el presente proyecto se considerarán las leyes obtenidas en este estudio en conjunto de antecedentes anteriores de leyes del compósito Férrico y Horizonte de Enriquecimiento. Detalle de esta información se encuentra en el Anexo D, Capítulo “Antecedentes Previos”.

Tomando en cuenta los antecedentes de análisis de leyes y distribución de finos realizados a la muestra extraída mediante sondajes al Tranque Piuquenes se obtienen las siguientes tablas a continuación:

Tabla 3-5. Distribución de finos Compósito Férrico

Zona Férrico	Peso	Ley, %		Finos		Distribución de Finos	
	Kg	CuT	Mo	CuT	Mo	CuT	Mo
Sondaje 4650	19,05	0,07	0,006	1,334	0,114	39,255	31,531
Sondaje 4655	8,35	0,11	0,009	0,919	0,075	27,039	20,731
Sondaje 4658	17,65	0,02	0,007	0,353	0,124	10,392	34,083
Sondaje 4660	9,9	0,08	0,005	0,792	0,050	23,315	13,655
Total	54,95			3,397	0,363	100	100
Ley Global Calculada		0,062	0,007				

Tabla 3-6. Distribución de finos Compósito Horizonte de Enriquecimiento

Zona Horizonte de Enriquecimiento	Peso	Ley, %		Finos		Distribución de Finos	
	Kg	CuT	Mo	CuT	Mo	CuT	Mo
Sondaje 4650	17,8	0,25	0,005	4,450	0,089	38,787	39,600
Sondaje 4655	10,05	0,38	0,006	3,819	0,060	33,287	26,830
Sondaje 4658	4,85	0,3	0,009	1,455	0,044	12,682	19,422
Sondaje 4660	7,95	0,22	0,004	1,749	0,032	15,244	14,149
Total	40,65			11,473	0,225	100	100
Ley Global Calculada		0,282	0,006				

Considerando las leyes globales calculadas de las zonas Férrica y de Enriquecimiento se realiza el cálculo de la Ley de Cu y Mo considerada para el diseño de la planta de extracción del Tranque y la Planta de Retratamiento.

Los resultados obtenidos se detallan a continuación:

Tabla 3-7. Distribución de finos Tranque Piuquenes

Zona	Peso	Ley, %		Finos		Distribución de Finos	
	Kg	CuT	Mo	CuT	Mo	CuT	Mo
Férrico	54,95	0,062	0,007	3,407	0,385	0,729	3,428
H. Enriquecimiento	40,65	0,282	0,006	11,463	0,244	2,454	2,173
Pluma Ferrosa	403,069	0,227	0,004	91,497	1,612	19,589	14,368
Primario	1496,788	0,241	0,006	360,726	8,981	77,228	80,031
Total	1995,457			467,093	11,222	100	100
Ley Global Calculada		0,234	0,006				

La ley Global Calculada de cobre es de 0,234% y de 0,006% para el molibdeno.

Estos resultados confirman los antecedentes presentados en este estudio, los cuales indican una distribución preferencialmente en fracciones finas. En conjunto del análisis de grado de

liberación por malla se deberá tomar la decisión del P_{80} adecuado para el proceso de concentración de Cu y Mo.

3.6 Pruebas de Flotación Estándar con y sin remolienda

Se evaluó la necesidad de remoler o no el relave con el propósito de incrementar la recuperación metalúrgica de las especies mineralógicas de Cu y Mo, considerando analizar el efecto de la respuesta metalúrgica en la flotación al remoler en un molino cerámico Isamill en comparación con la remolienda en un molino convencional.

Las pruebas se realizaron con reactivos y condiciones estándar de División Andina. Detalle de estas condiciones se encuentran en el Anexo B, Capítulo “Laboratorio”.

Según antecedentes de pruebas de flotación con un P_{80} de 212 μm a mineral del Tranque Piuquenes (Con las condiciones estándar de DAND) se obtuvo grados de recuperación en torno al 40% de CuT en celdas convencionales de laboratorio utilizando un molino de bolas¹⁰.

Detalle de estas pruebas se encuentra en el Anexo D, Capítulo “Antecedentes Previos”. Tomando en cuenta lo anterior y los resultados de los análisis mineralógicos, considerando que el proyecto plantea obtener mayores recuperaciones, se concluyó utilizar un P_{80} de 38 μm .

Cinéticas de Remolienda

Para cada compósito se confeccionó la curva de cinética de remolienda en función de los objetivos de grados de remolienda esperados. Los siguientes gráficos muestran las curvas de cinéticas obtenidas para cada compósito, utilizando molinos de bolas de laboratorio.

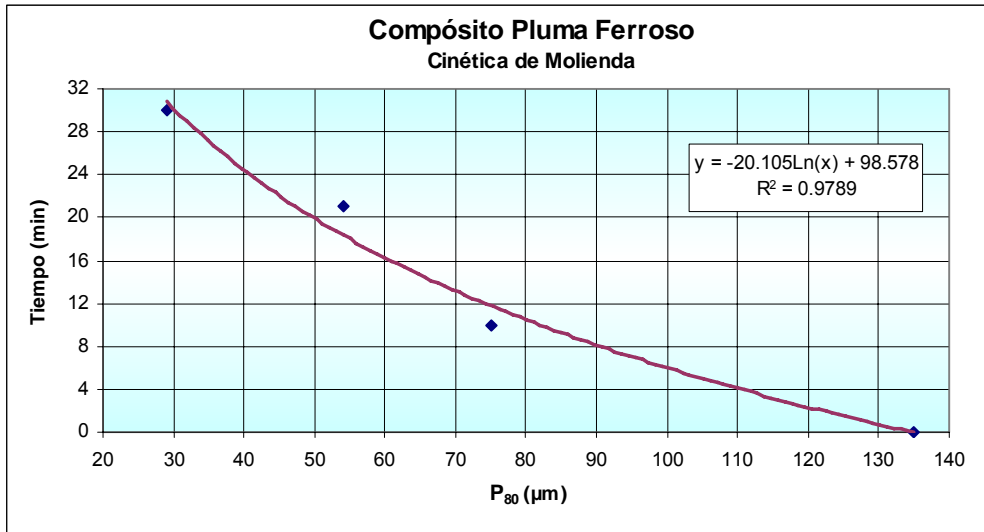


Gráfico 3-3. Curva de Cinética de Remolienda, Compósito Pluma Ferroso

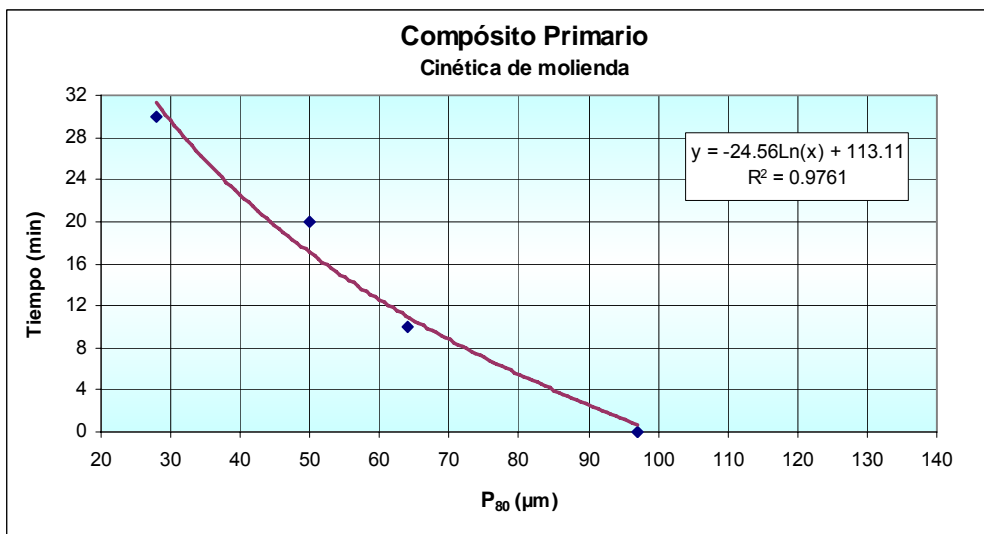


Gráfico 3-4. Curva de Cinética de Remolienda, Compósito Primario

Una vez obtenidas las curvas cinéticas se determinó el tiempo necesario para llevar a cabo las pruebas con remolienda para lograr un P_{80} de $38 \mu\text{m}$. Luego se realizaron una serie de pruebas para ver el efecto de utilizar remolienda en la recuperación de Cu y Mo en pruebas de flotación. Un resumen de estos resultados para ambos compósitos se entrega en las siguientes tablas y gráficos⁹.

Tabla 3-8. Efecto de Remolienda en la Flotación, Compósito Pluma Ferroso

Test N°	Remolienda		Reactivos, g/ton						Cabeza Calculada		Cinética de Leyes, min						Cinética de Recuperación, min					
			Molienda			Acondicionamiento					1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
	No	Si	MIBC	Diesel	Tiono Carbamato	Tiono Carbamato	Ditio fosfato	MIBC	Cu,%	Cu Sol,%	Ley de CuT, %						Recuperación de CuT, %					
3	X		-	-	-	8	-	5	0.22	0.069	0.68	0.65	0.59	0.55	0.51	0.49	5.5	8.8	14.1	19.2	23.9	28.6
3D	X		-	-	-	8	-	5	0.21	0.070	0.60	0.59	0.57	0.53	0.50	0.47	5.0	8.5	14.1	19.6	24.3	30.0
4		X	9	6	14	8	-	5	0.21	0.064	0.59	0.61	0.59	0.58	0.55	0.49	16.6	26.8	43.8	55.3	63.2	69.1
4D		X	9	6	14	8	-	5	0.21	0.066	0.60	0.63	0.60	0.59	0.54	0.48	18.1	28.4	44.4	56.9	65.0	70.4

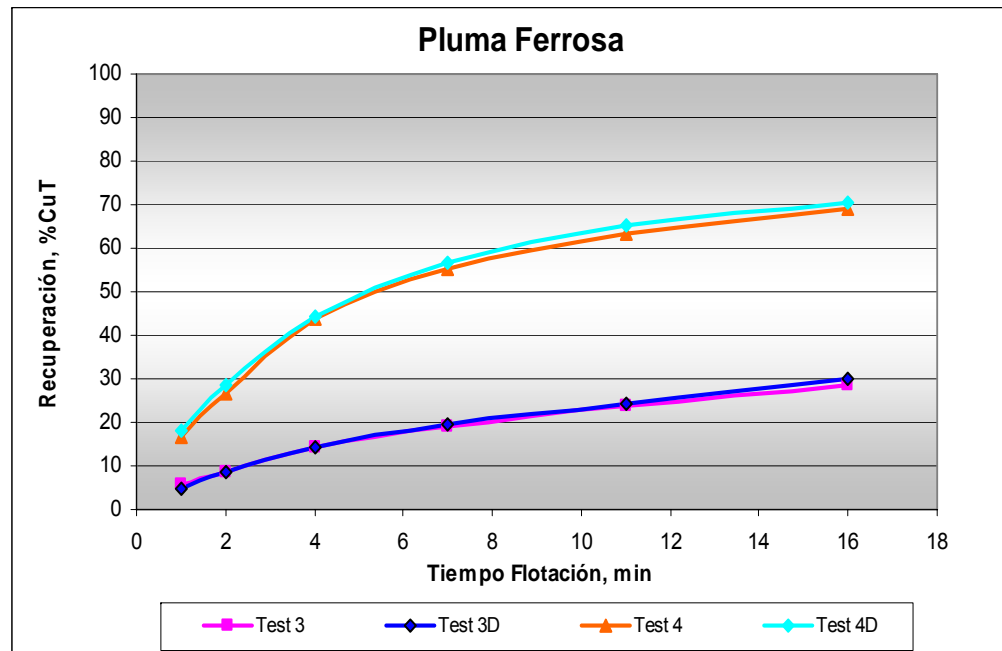


Gráfico 3-5. Recuperación de Cu Efecto Remolienda, Compósito Pluma Ferrosa

Tabla 3-9. Efecto de Remolienda en la Flotación, Compósito Primario

Test N°	Remolienda		Reactivos, g/ton						Cabeza Calculada		Cinética de Leyes, min						Cinética de Recuperación, min					
			Molienda			Acondicionamiento					1	2	4	7	11	18	1	2	4	7	11	18
	No	Si	MIBC	Diesel	Tiono Carbamato	Tiono Carbamato	Ditio fosfato	MIBC	CuT,%	Cu Sol,%	Ley de CuT, %						Recuperación de CuT, %					
3	X		-	-	-	8	-	5	0.24	0.093	0.91	0.83	0.74	0.68	0.62	0.57	7.8	12.8	19.9	27.0	33.1	40.3
3D	X		-	-	-	8	-	5	0.23	0.094	0.79	0.79	0.74	0.70	0.65	0.62	6.9	11.5	18.0	24.0	29.3	35.4
4		X	9	6	14	8	-	5	0.23	0.091	0.97	0.93	0.83	0.77	0.68	0.62	19.0	29.3	41.9	49.9	55.7	60.4
4D		X	9	6	14	8	-	5	0.24	0.090	1.04	0.97	0.91	0.77	0.68	0.61	22.2	30.7	42.7	50.9	56.4	61.1

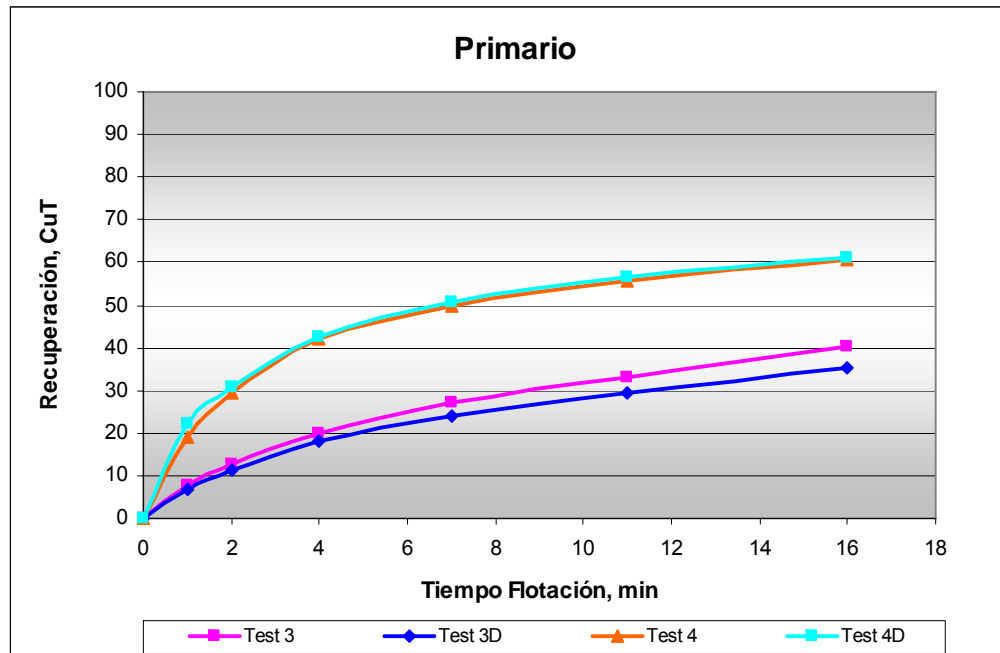


Gráfico 3-6. Recuperación de Cu Efecto Remolienda, Compósito Primario

Los resultados de estas pruebas confirman la hipótesis de que la remolienda de ambos compósitos del relave de Piuquenes mejorarían su comportamiento metalúrgico en el proceso de flotación. El delta de recuperación de cobre entre la muestra sin y con remolienda es más significativo en el compósito Pluma Ferroso aumentando la recuperación en 40 puntos porcentuales a los 16 minutos de flotación, en comparación con el compósito Primario que aumenta en aproximadamente 20 puntos porcentuales.

3.7 Pruebas de Flotación con Reactivos Alternativos

Posteriormente a estas pruebas, la siguiente etapa del programa experimental consideró la ejecución de pruebas de flotación usando otras fórmulas de colectores, básicamente colectores puros de Tionocarbamato y Ditiolfosfatos. Estas pruebas sólo fueron posibles de efectuar con el compósito Pluma Ferroso, debido a que no se disponía de mayor cantidad de muestras en el caso del Compósito Primario. Los resultados muestran que las fórmulas ensayadas tuvieron inferior respuesta metalúrgica, respecto de la recuperación de cobre, con relación a la fórmula estándar de la DAND. En la siguiente tabla y gráfico se entregan los resultados obtenidos⁹.

Tabla 3-10. Efecto de Fórmula de Colectores, Compósito Pluma Ferroso

Test N°	Remolienda		Reactivos, g/ton						Cabeza Calculada		Cinética de Leyes, min						Cinética de Recuperación, min					
			Molienda			Acondicionamiento					1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
	No	Si	MIBC	Diesel	Tiono Carbamato	Tiono Carbamato	Ditio fosfato	MIBC	Cu, %	Cu Sol, %	Ley de CuT, %						Recuperación de CuT, %					
5		X	10	6	10	-	10	5	0.22	0.069	0.84	0.81	0.73	0.69	0.66	0.59	17.0	26.7	40.0	50.3	57.1	62.7
5D		X	10	6	10	-	10	5	0.22	0.071	0.64	0.63	0.64	0.65	0.62	0.56	13.1	21.5	35.3	46.7	56.0	63.3
6		X	10	6	15	-	5	5	0.20	0.075	0.82	0.84	0.74	0.66	0.59	0.53	13.6	23.2	39.3	47.5	54.7	60.5
6D		X	10	6	15	-	5	5	0.20	0.076	0.84	0.81	0.74	0.64	0.59	0.54	14.3	23.7	38.1	45.3	54.0	60.7
7		X	5	6	5	-	25	5	0.21	0.072	0.61	0.61	0.61	0.63	0.60	0.55	11.9	19.2	33.7	45.8	56.5	63.5
7D		X	5	6	5	-	25	5	0.20	0.072	0.61	0.61	0.60	0.62	0.58	0.53	11.8	19.3	33.0	46.3	55.7	62.7

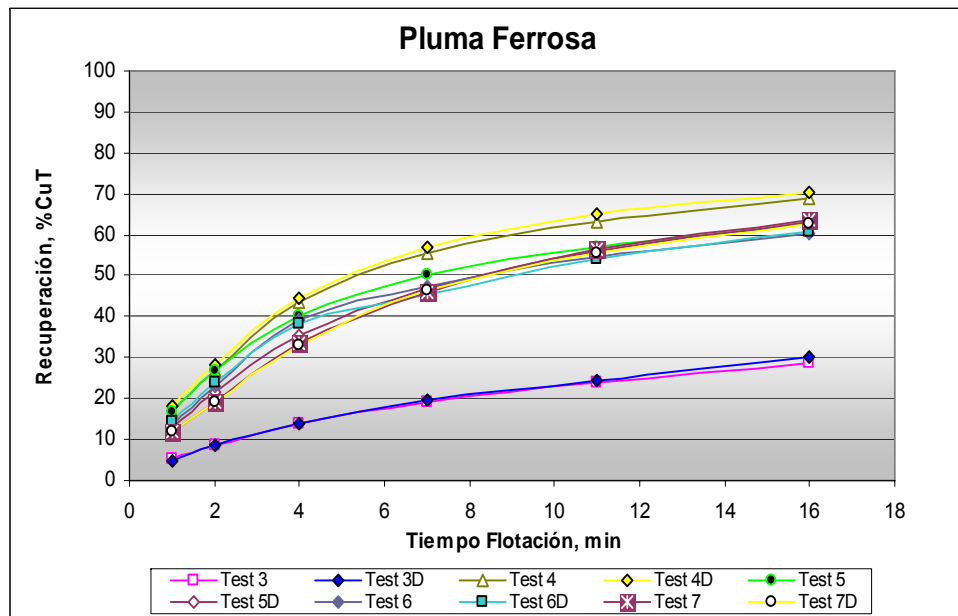


Gráfico 3-7. Recuperación de Cu con reactivos alternativos, Compósito Pluma Ferrosa

Las curvas de cinéticas de flotación, de las pruebas en que se ensayaron otras fórmulas de colectores diferentes al estándar de la DAND, muestran inferiores recuperaciones, con relación al estándar, durante todo el desarrollo de las pruebas en el tiempo.

3.8 Prueba de molienda con flotación convencional

El procedimiento normal para hacer pruebas de molienda con IsaMill, es hacer un test de molienda estándar para generar un Signature Plot (en duplicado). A partir del gráfico del Signature Plot es posible determinar la energía requerida (kWh/t) para lograr el tamaño de molienda definido como objetivo¹¹.



Figura 3-22. Molino IsaMill de Laboratorio

El objetivo de las pruebas de molienda del IsaMill es generar la información de molienda relevante para el dimensionamiento del equipo a nivel industrial. El foco principal de este test es determinar el consumo de energía necesario para remolienda. Esto implica la generación de los Signature Plots desde los cuales es posible calcular la energía de molienda necesaria para alcanzar un tamaño específico como producto de molienda. Es preciso destacar que una de las ventajas del IsaMill es que estos resultados son 100%

aplicables para dimensionamiento del equipo a escala industrial (es decir no se requiere de factores de escalamiento).

3.8.1 Procedimiento Signature Plot

Un foco primario de cualquier prueba de molienda es determinar el consumo específico de energía esperado, de un material particular para ser molido a cierto tamaño. La energía es uno de los costos operativos primarios para cada aplicación de molienda, siendo naturalmente el primer conjunto de datos necesarios para cualquier estudio. Un Signature Plot, de una determinada muestra en particular, corresponde a un gráfico de energía vs tamaño; éste gráfico es utilizado como base de los cálculos para el escalamiento.

Los Signature Plots son esencialmente un tipo de prueba de molienda semi-continua 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 total consumida.



Figura 3-23. Sistema alimentación y recepción de producto molienda IsaMill

La energía acumulada es entonces graficada contra el P_{80} para cada pasada generándose de este modo el Signature Plot.

A continuación se presentan los resultados obtenidos para el compuesto Pluma Ferroso indicando el P_{80} y P_{98} . En total se realizaron 6 pasadas, desde una alimentación de P_{80} 116,06 μm se obtuvo un producto de 14,65 μm .

Tabla 3-11. Grados de remolienda IsaMill Compósito Pluma Ferroso

Pluma Ferrosa, Test N°3		
	P_{80}	P_{98}
Alimentación	116,06	254,44
Pasada 1	42,33	192,32
Pasada 2	26,25	116,38
Pasada 3	19,63	57,09
Pasada 4	17,23	43,37
Pasada 5	15,74	37,54
Pasada 6	14,65	33,70

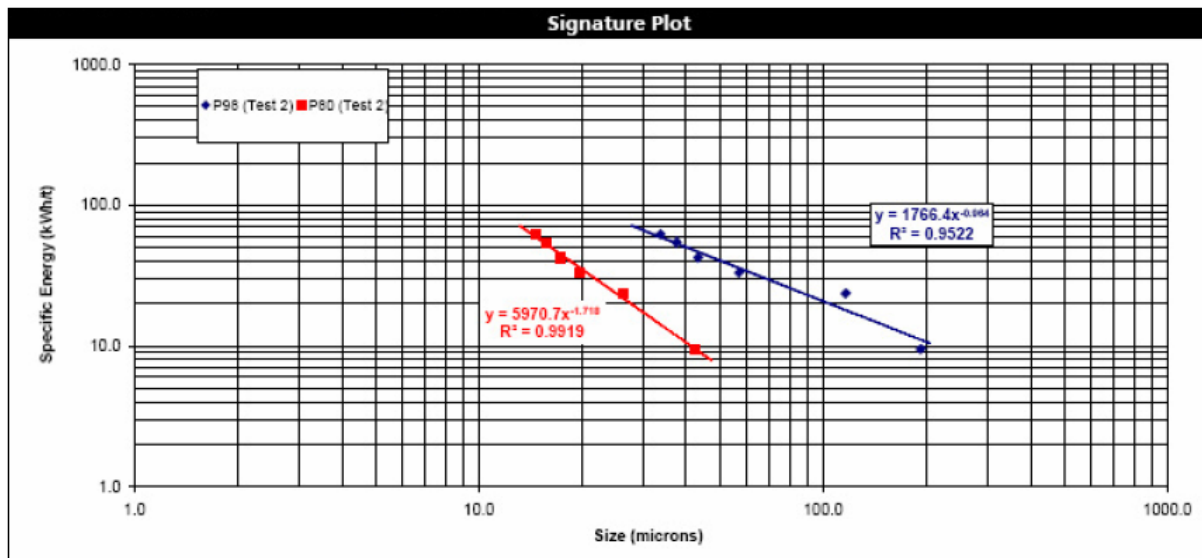


Figura 3-24. Signature Plot Compósito Pluma Ferroso

A continuación se presentan los resultados obtenidos para el compuesto Primario indicando el P_{80} y P_{98} . En total se realizaron 6 pasadas, desde una alimentación de P_{80} 85,69 μm se obtuvo un producto de 15,35 μm .

Tabla 3-12. Grados de remolienda IsaMill Compósito Primario

Primario, Test N°1		
	P80	P98
Alimentación	85,69	232,83
Pasada 1	31,60	134,96
Pasada 2	24,02	95,83
Pasada 3	21,08	66,81
Pasada 4	17,84	46,44
Pasada 5	16,53	42,18
Pasada 6	15,35	35,18

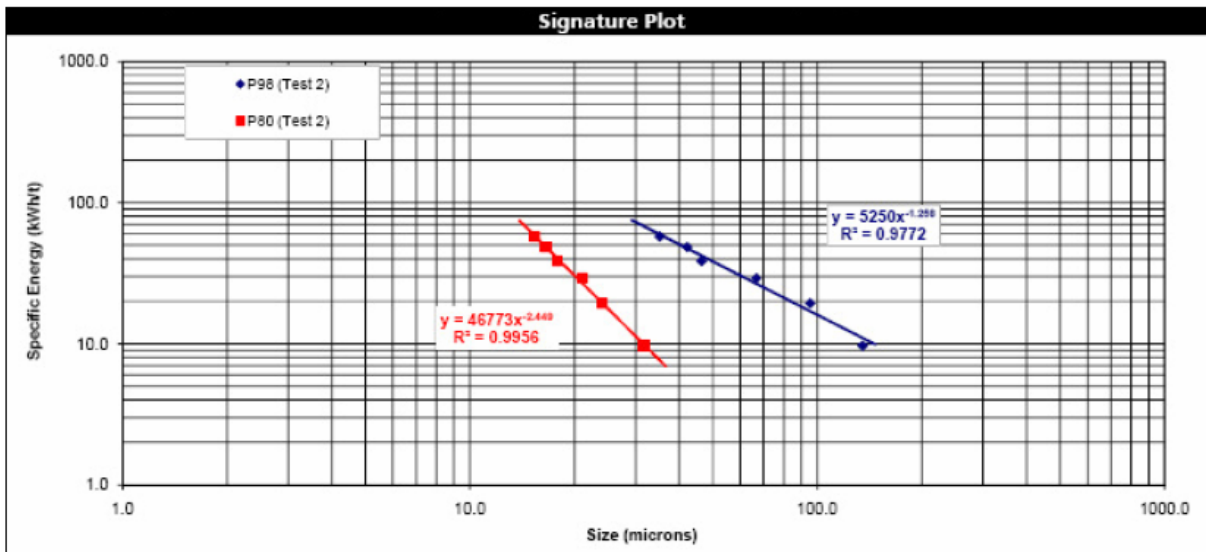


Figura 3-25. Signature Plot Compósito Primario

Analizando el gráfico podemos apreciar un comportamiento muy similar al obtenido con el compuesto anterior, logrando llegar al objetivo de molienda en la tercera pasada del molino.

De acuerdo a los resultados de las curvas de los Signature Plot los consumos específicos aproximados para las granulometrías definidas son las siguientes:

Tabla 3-13. Energías Específicas en Función de P_{80} de Productos

Compósito	Unidad	Producto Remolienda, P_{80}		
		40 μm	25 μm	20 μm
Primario	Kw-h/t	4	20	30
Pluma Ferroso	Kw-h/t	11	25	35

3.8.2 Pruebas de flotación convencional

En la siguiente etapa del programa experimental se efectuaron pruebas comparativas de flotación con remolienda en molino de bolas convencional y molino IsaMill para ambos compósitos.

Dentro de este estudio se consideró evaluar dos grados de molienda más finos para ver de que manera beneficia la recuperación, en la tabla a continuación se encuentran los grados utilizados:

Tabla 3-14. Selección Grado de Remolienda en IsaMill por Pasada

Compósito	Grado de Remolienda, P_{80} (μm)		
	Pasada 1	Pasada 2	Pasada 3
Primario	32	25	20
Pluma Ferroso	40	25	20

Los resultados de las pruebas de flotación con remolienda en IsaMill y molino de bolas convencional se presentan en los siguientes resúmenes⁹.

Tabla 3-15. Remolienda Convencional y Flotación, Pluma Ferroso

Test N°	P ₈₀ μm	Reactivos, g/ton					Cabeza Calculada		Cinética de Ley Cu,%						Cinética de Rec Cu,%					
		Molienda			Acondic.		Cu %	Cu Sol %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
		Tiono AP-3894	MIBC	Diesel	Tiono AP-3894	MIBC														
11	40	14	9	6	8	5	0.21	0.000	0.86	0.86	0.82	0.78	0.74	0.64	17.1	27.2	40.8	51.5	58.2	64.1
11D	40	14	9	6	8	5	0.21	0.000	1.08	0.99	0.86	0.81	0.75	0.65	19.8	29.9	44.0	54.8	61.9	67.5
12	25	14	9	6	8	5	0.20	0.000	0.90	0.87	0.84	0.77	0.68	0.59	17.6	28.9	44.4	53.5	61.0	66.0
12D	25	14	9	6	8	5	0.19	0.000	0.94	0.91	0.85	0.80	0.70	0.61	22.5	34.4	48.3	56.2	62.8	67.3
13	20	14	9	6	8	5	0.20	0.000	0.93	0.91	0.87	0.80	0.71	0.61	22.0	32.7	46.4	56.6	63.7	68.7
13D	20	14	9	6	8	5	0.20	0.000	0.84	0.84	0.80	0.77	0.69	0.61	21.9	33.6	45.5	56.6	63.1	68.1

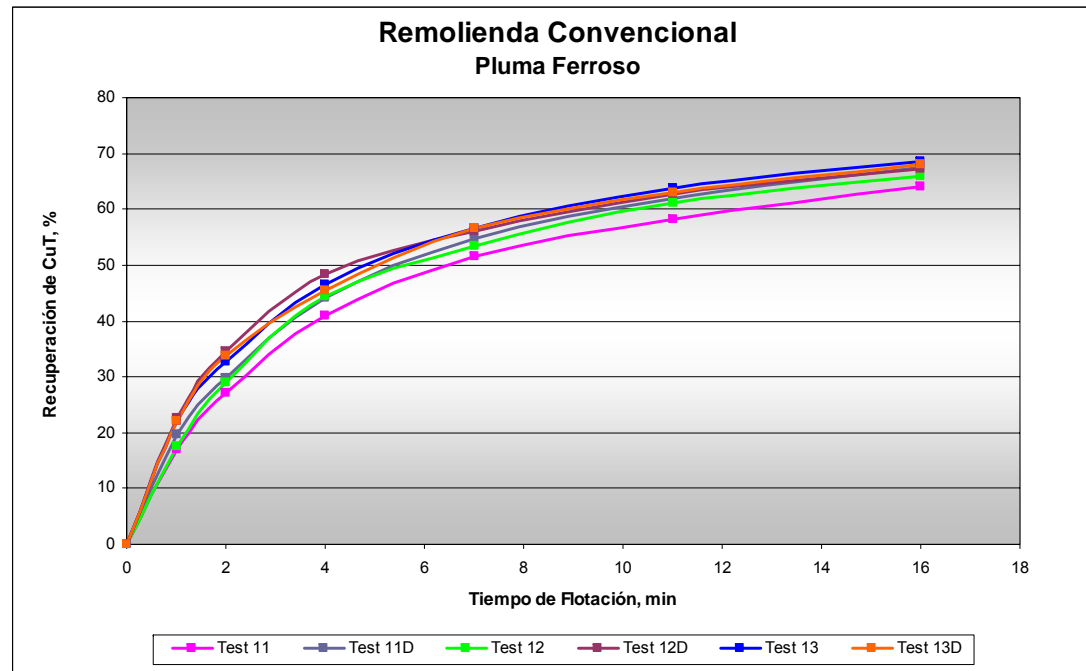


Gráfico 3-8. Recuperación CuT Remolienda Convencional, Compósito Pluma Ferroso

Tabla 3-16. Remolienda en IsaMill y Flotación, Pluma Ferroso

Test N°	P ₈₀ μm	Reactivos, g/ton					Cabeza Calculada		Cinética de Ley Cu,%						Cinética de Rec Cu,%					
		Molienda			Acondic.		Cu %	Cu Sol %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
		Tiono AP-3894	MIBC	Diesel	Tiono AP-3894	MIBC														
8	40	14	9	6	8	5	0.222	0.073	0.84	0.73	0.68	0.65	0.57	0.51	19.4	29.7	41.7	52.1	60.2	65.6
8D	40	14	9	6	8	5	0.212	0.076	0.74	0.69	0.65	0.59	0.56	0.51	21.8	31.1	44.1	53.9	59.6	65.4
9	25	14	9	6	8	5	0.218	0.070	0.77	0.77	0.70	0.62	0.55	0.48	21.5	33.2	47.1	57.9	66.2	71.8
9D	25	14	9	6	8	5	0.209	0.069	0.61	0.57	0.54	0.52	0.47	0.43	21.3	31.2	44.5	57.5	65.6	71.3
10	20	14	9	6	8	5	0.214	0.070	0.68	0.67	0.65	0.59	0.52	0.47	22.3	36.0	49.3	61.6	69.6	73.8
10D	20	14	9	6	8	5	0.210	0.071	0.58	0.56	0.54	0.49	0.46	0.42	27.0	39.9	54.7	64.8	71.1	76.3

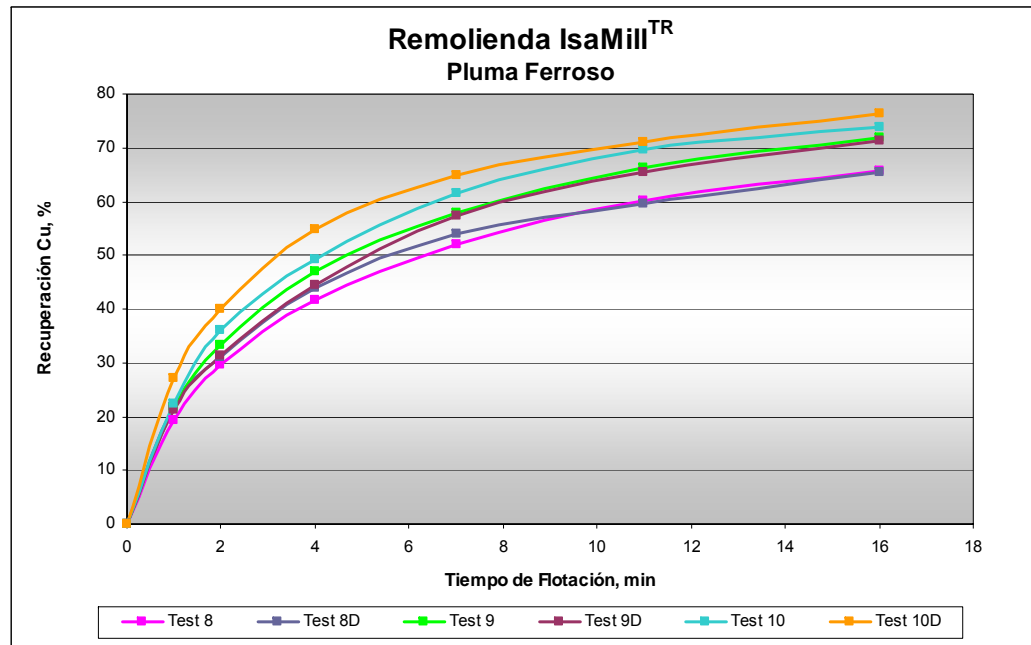


Gráfico 3-9. Recuperación CuT Remolienda Isamill, Compósito Pluma Ferroso

Tabla 3-17. Remolienda Convencional y Flotación, Primario

Test N°	P80 mm	Reactivos, g/ton					Cabeza Calculada		Cinética de Ley CuT,%						Cinética de Rec CuT,%					
		Molienda			Acondic.		Cu %	Cu Sol %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
		Tiono AP-3894	MIBC	Diesel	Tiono AP-3894	MIBC														
11	40	14	9	6	8	5	0.22	0.096	0.57	0.57	0.59	0.55	0.53	0.50	16.7	30.8	44.4	54.3	60.1	64.4
12	25	14	9	6	8	5	0.22	0.096	0.62	0.62	0.64	0.60	0.55	0.51	15.0	25.7	37.7	49.2	57.3	63.1
13	20	14	9	6	8	5	0.22	0.102	0.55	0.56	0.61	0.59	0.55	0.52	15.4	24.9	37.4	51.3	59.6	65.6

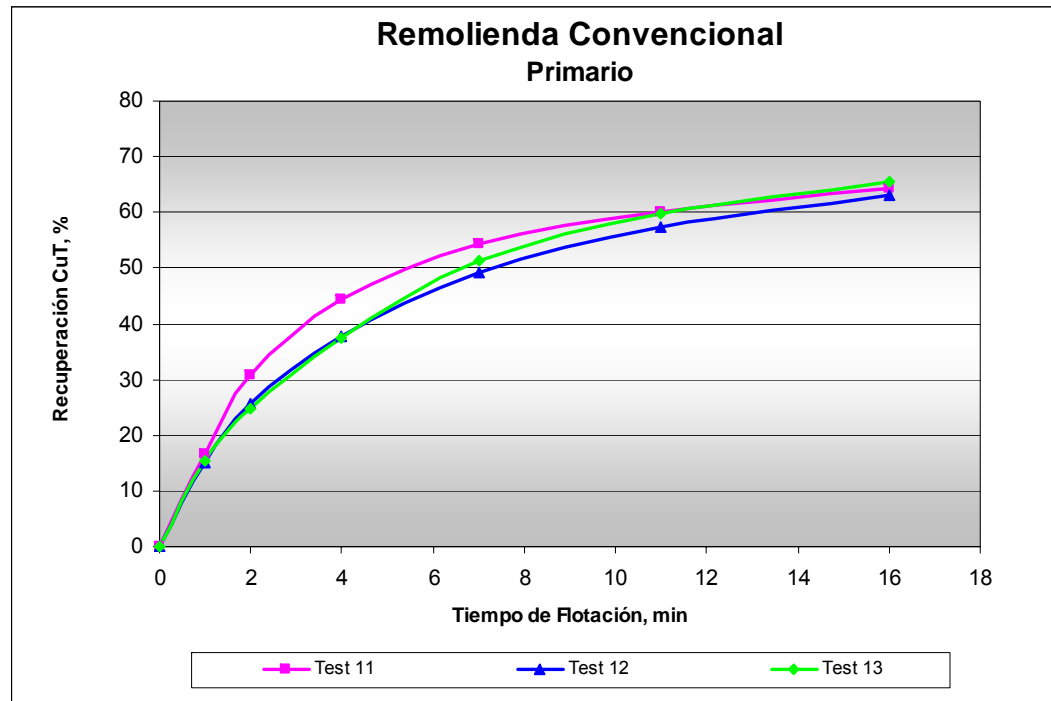


Gráfico 3-10. Recuperación CuT Remolienda Convencional, Primario

Tabla 3-18. Remolienda IsaMill y Flotación, Primario

Test N°	P ₈₀ μm	Reactivos, g/ton					Cabeza Calculada		Cinética de Ley CuT, %						Cinética de Recuperación CuT, %					
		Molienda			Acondic.		Cu %	Cu Sol %	1	2	4	7	11	16	1	2	4	7	11	16
		Tiono AP-3894	MIBC	Diesel	Tiono AP-3894	MIBC														
8	40	14	9	6	8	5	0.230	0.097	1.04	0.94	0.88	0.77	0.66	0.59	18.8	27.5	39.0	48.1	54.8	59.9
8D	40	14	9	6	8	5	0.224	0.096	0.86	0.80	0.75	0.69	0.60	0.54	17.1	25.2	35.0	45.9	53.7	59.6
9	25	14	9	6	8	5	0.226	0.087	0.84	0.79	0.71	0.64	0.60	0.53	16.7	27.3	40.9	52.8	59.6	64.6
9D	25	14	9	6	8	5	0.231	0.094	0.81	0.75	0.71	0.61	0.57	0.51	21.0	32.3	44.7	56.2	62.1	66.8
10	20	14	9	6	8	5	0.225	0.097	0.70	0.61	0.59	0.55	0.49	0.46	20.6	33.4	48.8	58.7	66.2	70.9
10D	20	14	9	6	8	5	0.222	0.105	0.81	0.72	0.64	0.60	0.53	0.48	20.7	34.6	48.6	57.7	65.1	69.5

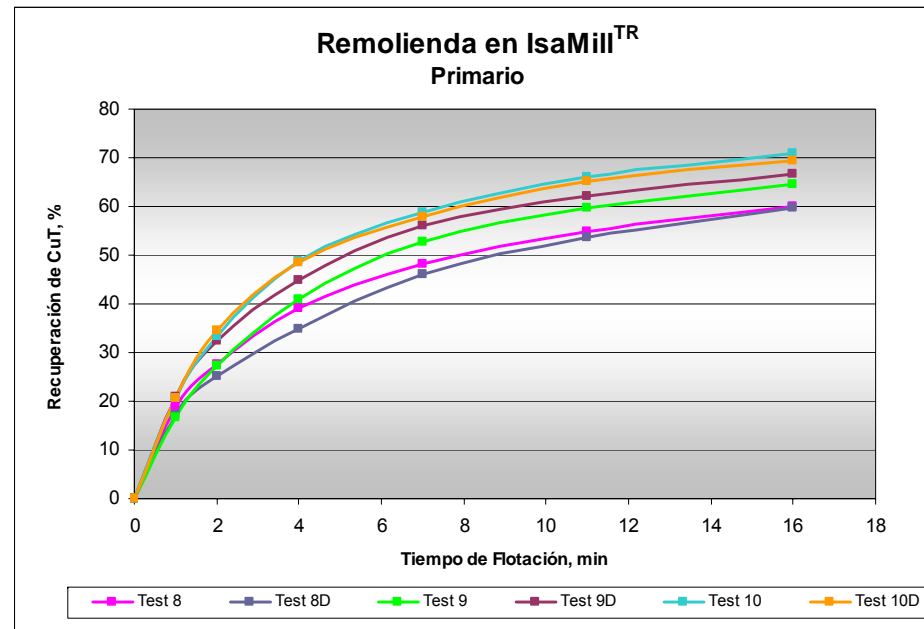


Gráfico 3-11. Recuperación CuT Remolienda IsaMill, Primario

3.8.3 Comentarios

En el caso del compuesto Pluma Ferroso con el molino convencional se nota un leve incremento de la recuperación de cobre de 64% a 68% al aumentar la remolienda de un P_{80} de 40 μm a 20 μm . Sin embargo, con la remolienda en IsaMill se incrementan las recuperaciones en torno a 10 puntos porcentuales desde 60% a 70 %.

Los resultados para el compuesto Primario muestran que las recuperaciones de cobre con molienda convencional no mejoran sustancialmente a medida que la remolienda es más fina, situación que difiere cuando la remolienda se efectúa con IsaMill. Se observa que la recuperación se incrementa a medida que la remolienda va siendo más fina, en torno a 20 μm la recuperación llega a 70%, subiendo 5 puntos porcentuales respecto de la remolienda convencional.

De esta manera las pruebas confirman el efecto de molienda inerte en comparación de molienda convencional en molino de bolas a los mismos grados de molienda, obteniendo mayores recuperaciones y eficiencia energética.

3.9 Programa de Pruebas Celda Jameson

La Celda Jameson combina un nuevo método para poner en contacto aire y pulpa, donde un jet sumergido arrastra naturalmente aire, consiguiendo alta porosidad, finas burbujas y un íntimo contacto burbuja partícula⁶.

Como parte de la evaluación de la tecnología de Molienda IsaMill, un punto de interés a estudiar es la recuperación del material fino que se encontraba liberado. La celda Jameson se caracteriza por presentar una buena recuperación de partículas finas, por lo que es interesante estudiar el rendimiento metalúrgico del producto del molino IsaMill al ser flotado usando la tecnología de la celda Jameson y de este modo evaluar el potencial de recuperación y la ley de concentrado combinando ambas tecnologías.

A partir de los resultados obtenidos con la molienda IsaMill y Signature Plot, se definió que las recuperaciones esperadas se encontraban en grados más finos de molienda que 38

μm , por lo que se definió continuar con las pruebas utilizando un P_{80} de 30 μm y 20 μm para evaluar su comportamiento en Celda de Flotación Convencional y Celda Jameson.

Debido a que no se dispone de una gran cantidad de material para realizar las pruebas, se seguirá con un programa de prueba solamente con el compósito primario considerando que éste representa un mayor porcentaje de tonelaje en el tranque de relaves que los demás compósitos.

Para las pruebas con material primario, se utilizó un molino IsaMill, modelo M4 escala laboratorio, ubicado en SGS Quilicura, Santiago de Chile. La Celda Jameson empleada en las pruebas es una celda escala laboratorio de 150 mm de diámetro, Modelo No. L150/1.

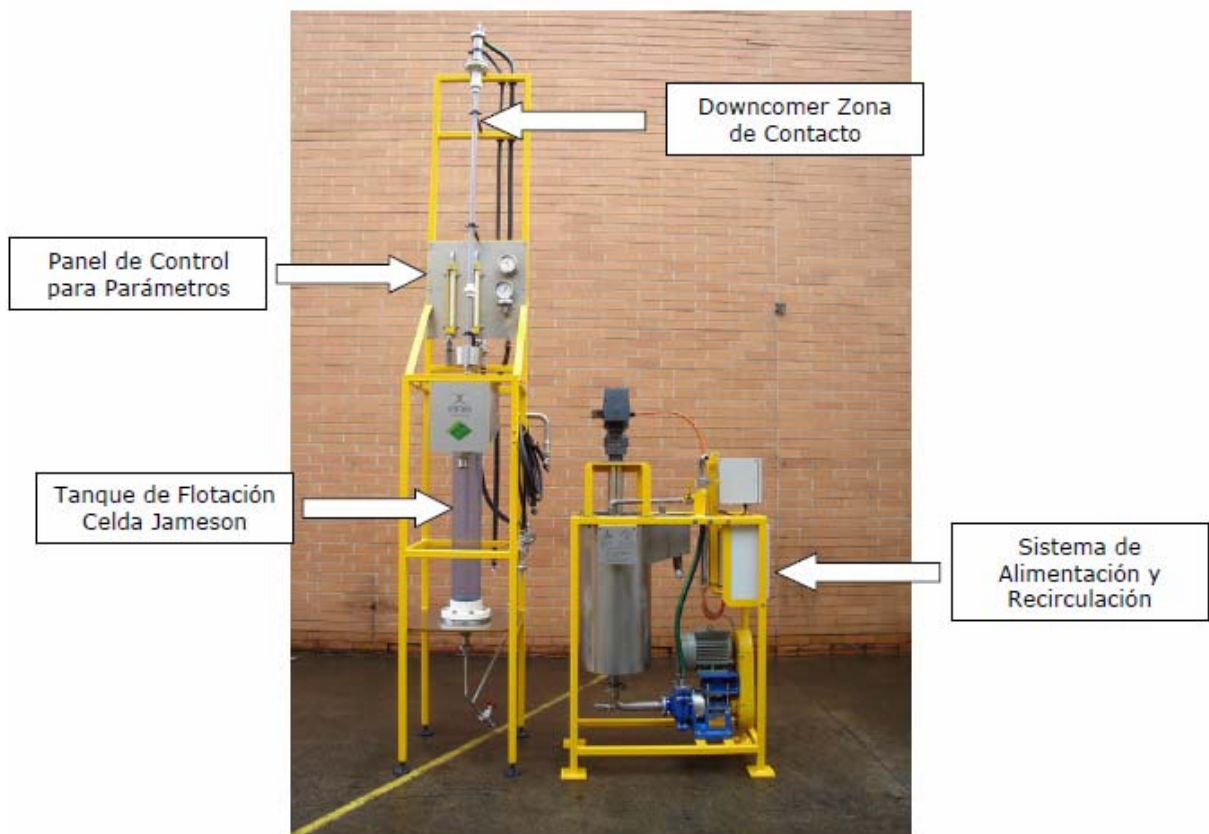


Figura 3-26. Vista General Celda Jameson Escala Laboratorio, Modelo L150/1

3.9.1 Descripción General de las Pruebas

Para las pruebas iniciales de flotación, la muestra de alimentación fue tomada del producto remolido (al P_{80} definido por las pruebas anteriores) del IsaMill y se realizó una flotación estándar con la celda Jameson para generar la curva completa de ley-recuperación. Adicionalmente, se tomó muestra a partir del mismo producto remolido, para realizar una flotación cinética comparativa utilizando la celda convencional (mecánica) de laboratorio.

Las muestras de los productos de flotación fueron analizadas (por Cu, Mo, Fe y S), para luego usar estos resultados para seleccionar el número de concentrados y tiempo de flotación a la cual la celda Jameson puede lograr una alta ley de concentrado en una única etapa. De modo similar, se analizó el caso de la flotación de comparación en celda convencional.

3.9.2 Prueba estándar curva Ley-Recuperación

Previo a pasar el material a través del IsaMill, se debió ajustar la pulpa al porcentaje de sólido deseado en molienda, en este caso 50%. Una vez molido el material fue alimentado al sistema de alimentación y recirculación de la celda Jameson, donde se ajustó al porcentaje de sólido requerido en flotación (37%, de acuerdo a estándar de División Andina).

En el estanque del Sistema de alimentación y recirculación, se adicionó lechada de Cal hasta alcanzar un pH de 9.5, además del colector Tionocarbamato y el colector diesel (Moly) en las dosis especificadas en el procedimiento estándar de División Andina, para posteriormente acondicionar la pulpa por cerca de 10 minutos.

Una vez acondicionada la pulpa, se tomaron 3 litros de pulpa, para enviar a flotar en celda mecánica. La pulpa restante permanece recirculando en el sistema de alimentación y recirculación de la celda Jameson donde se agrega la dosis de espumante de acuerdo a estándar de División Andina.



Figura 3-27. Celda Jameson de Laboratorio

Se realizaron 6 pruebas de flotación, de las cuales 5 fueron remolidas mientras que la última prueba se flotó directamente el material proveniente del tranque sin remoler la muestra, para ver el efecto sin IsaMill. A continuación se describen las pruebas:

Tabla 3-19. Descripción Pruebas Celda de Flotación Jameson y Celda Mecánica

Test	#3	#4	#5	#6	#7	#8
Remolienda	Si	Si	Si	Si	Si	No
$P_{80}, \mu m$	31	17	29	21	28	69

También se agregó dosis de espumante a muestra tomada para flotar en celda convencional, de acuerdo a procedimiento estándar de División Andina



Figura 3-28. Sistema de lavado Celda Jameson

La Celda Jameson fue operada en modo de recirculación continua de colas, donde muestras de concentrado fueron tomadas cada cierto tiempo y las colas son continuamente recicladas al cajón de alimentación. Estos test cíclicos son usados para obtener una apreciación de la flotabilidad de la muestra, y la curva Ley – recuperación resultante. La dirección de los flujos se indica a continuación.

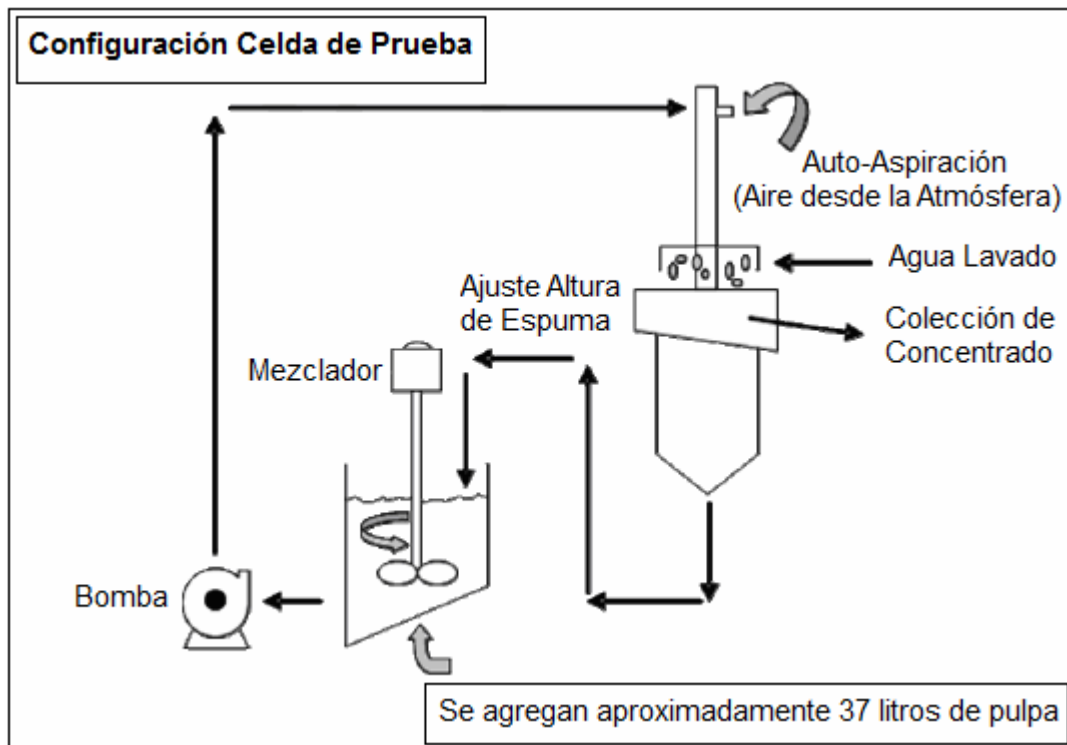


Figura 3-29. Esquema Funcionamiento Celda Jameson

Los test fueron realizados bajo condiciones de necesidad de reactivos, de esta forma el material que flota más fácilmente estuvo contenido en los primeros concentrados. A medida que el test continuó, las condiciones de operación fueron cambiadas, para permitir la flotación de una mayor cantidad de material, así la adición de colector se aumentó, y la adición de agua de lavado y espumante se redujeron.

Los parámetros apropiados para la Celda Jameson fueron seleccionados para cada test, la optimización del rendimiento de flotación se logró variando parámetros tales como la razón de aire, adición de agua de lavado, altura de espuma y tasas de adición de reactivos.

Una vez finalizado el test, las muestras de la alimentación, los concentrados obtenidos secuencialmente y el relave, fueron individualmente secados, pesados y analizados por contenido de mineral. Estos datos son usados para generar la curva Ley – Recuperación.



Figura 3-30. Rebose espuma de concentrado Celda Jameson Laboratorio

Los parámetros operacionales utilizados en la celda Jameson para los diferentes test encuentran en el Anexo B, Capítulo “Laboratorio”.

3.9.3 Resultados de Pruebas

A continuación se entregan los resultados de las pruebas de flotación realizados a material proveniente del tranque Piuquenes. Los gráficos 3-12 al 3-17, muestran las comparaciones de las curvas Recuperación – Ley de la Celda Jameson versus Celda Convencional¹².

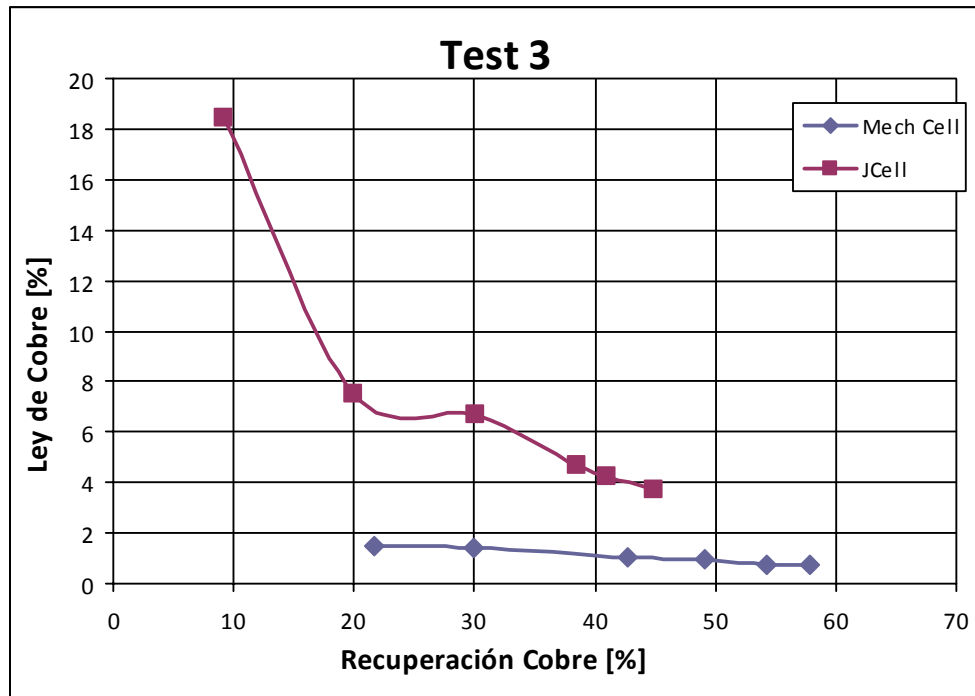


Gráfico 3-12. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #3 ($P_{80} = 31.342 \mu m$, $P_{98} = 142.96 \mu m$)

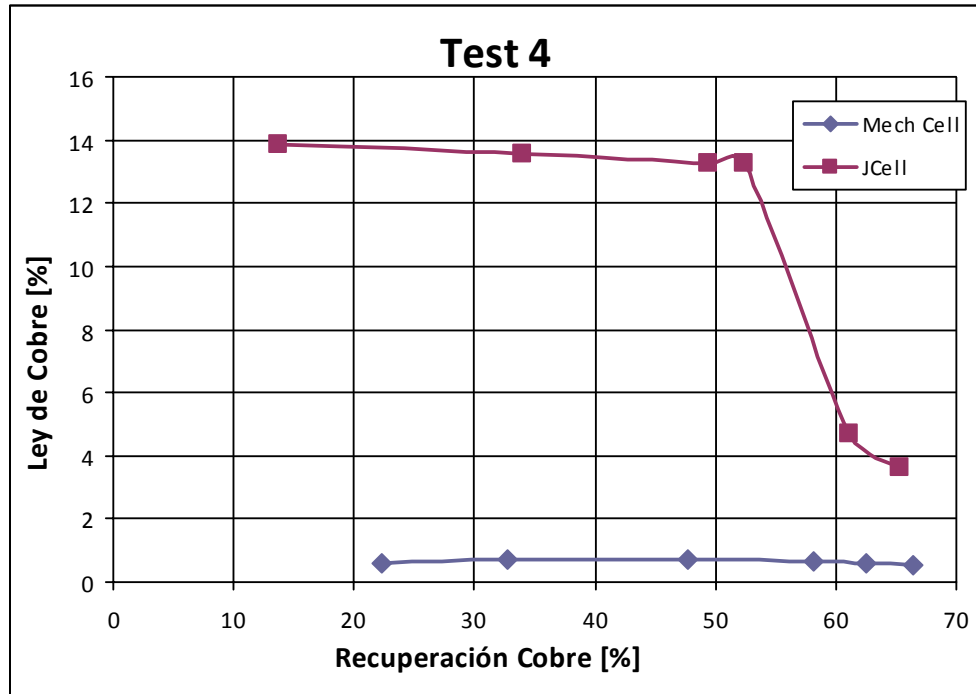


Gráfico 3-13. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #4 ($P_{80} = 17.33 \mu m$, $P_{98} = 42.57 \mu m$)

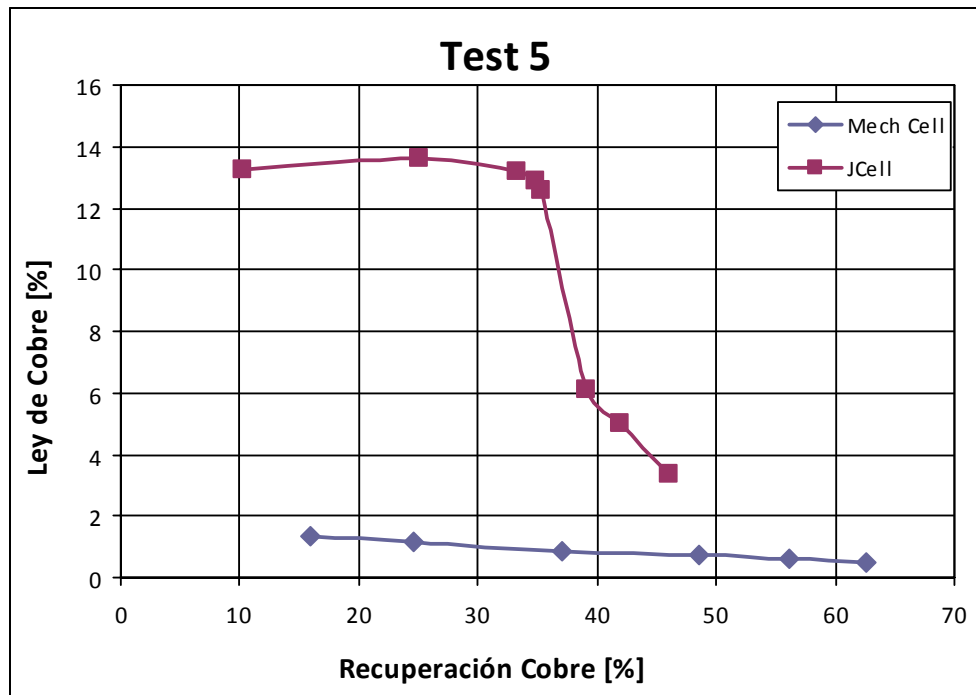


Gráfico 3-14. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #5 ($P_{80} = 29.21 \mu m$, $P_{98} = 142.82 \mu m$)

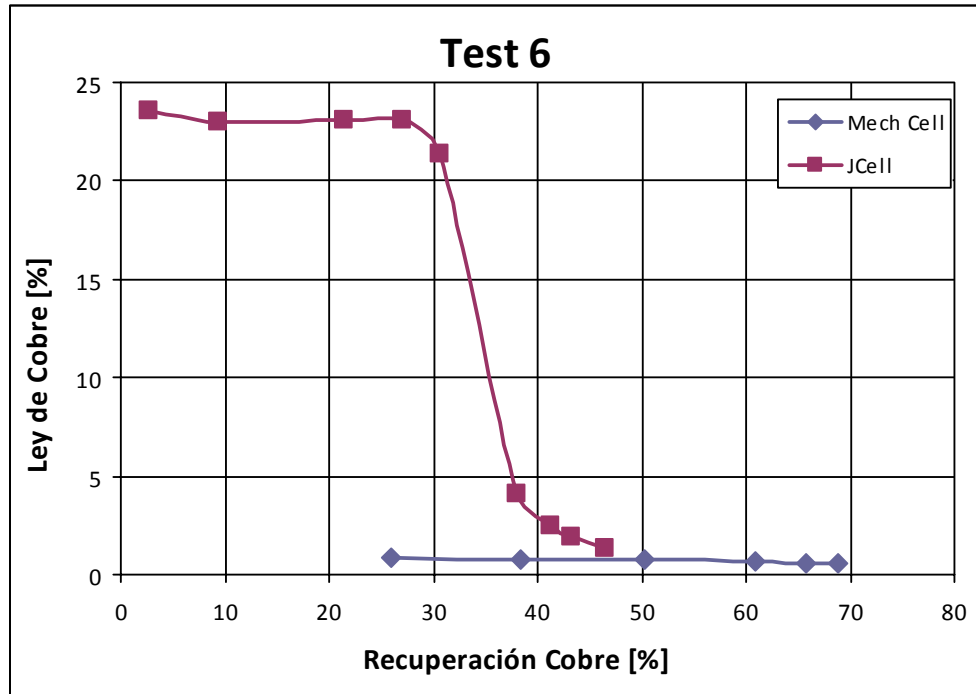


Gráfico 3-15. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #6 ($P_{80} = 21.39 \mu m$, $P_{98} = 66.94 \mu m$)

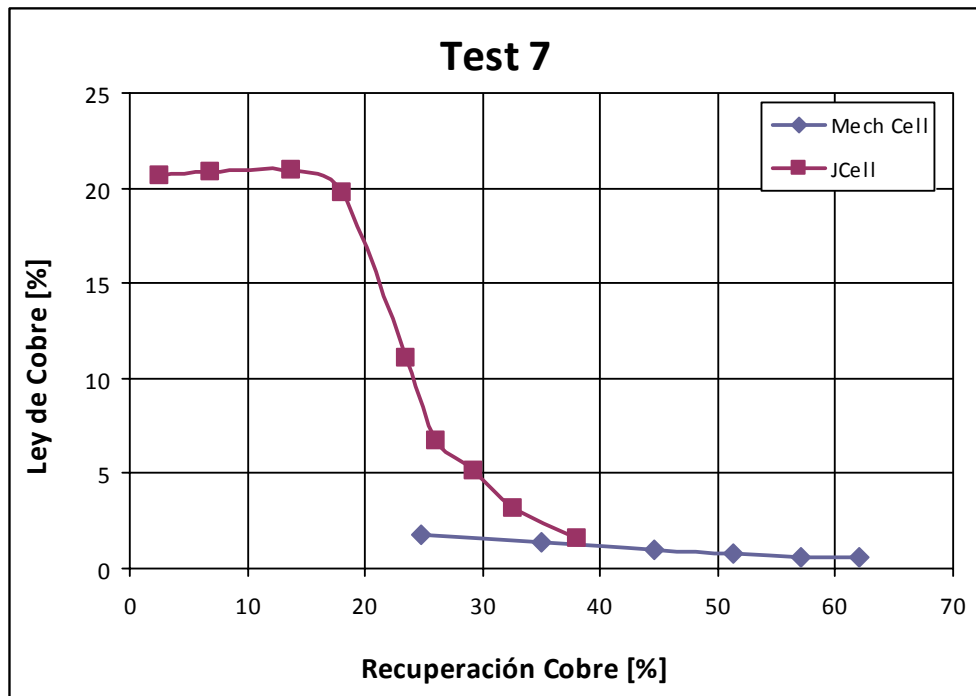


Gráfico 3-16. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #7 ($P_{80} = 28.29 \mu m$, $P_{98} = 149.10 \mu m$)

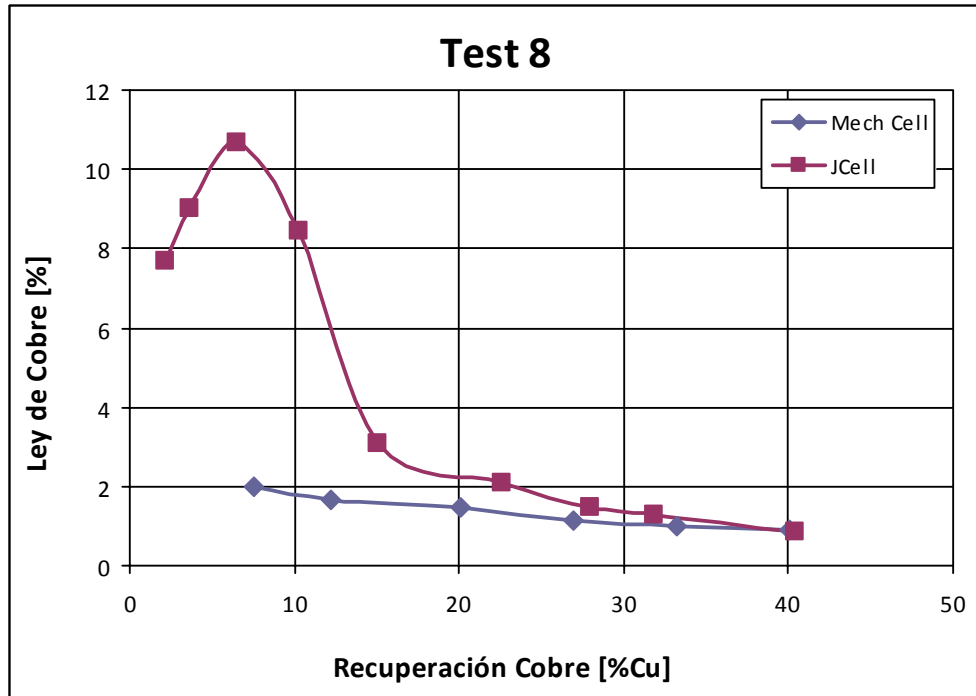


Gráfico 3-17. Curva Recuperación – Ley de Cobre para el Test #8 ($P_{80} = 68.72 \mu m$, $P_{98} = 226.12 \mu m$)

Los gráficos 3-18 y 3-19, muestran el efecto del grado de molienda en la recuperación y leyes máximas alcanzadas.

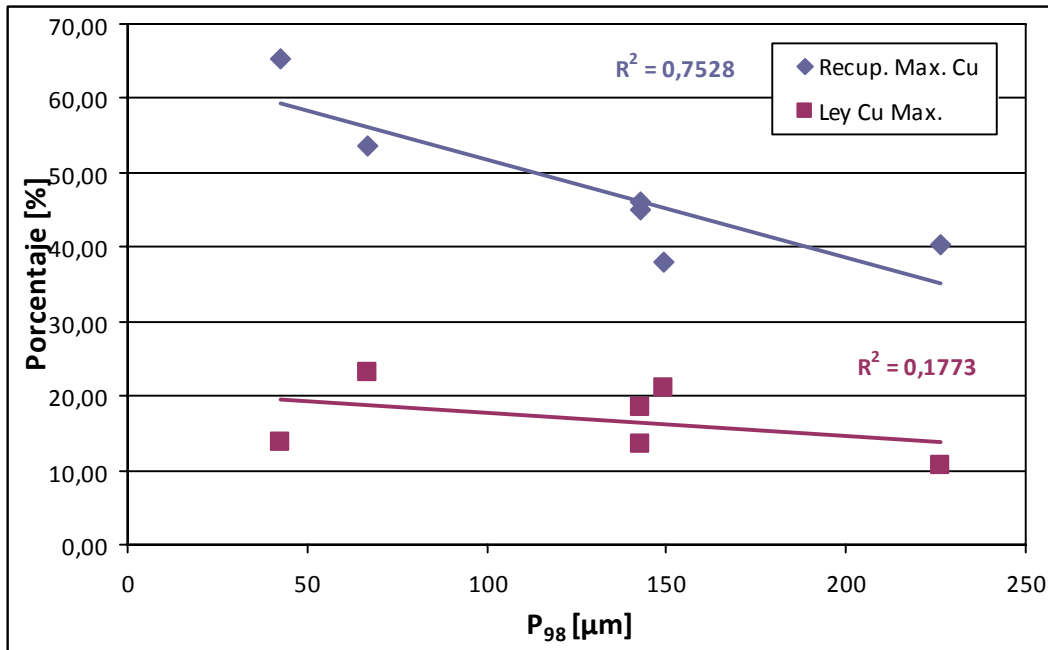


Gráfico 3-18. Efecto P_{98} en la Recuperación y Ley Máxima del Concentrado de Cobre

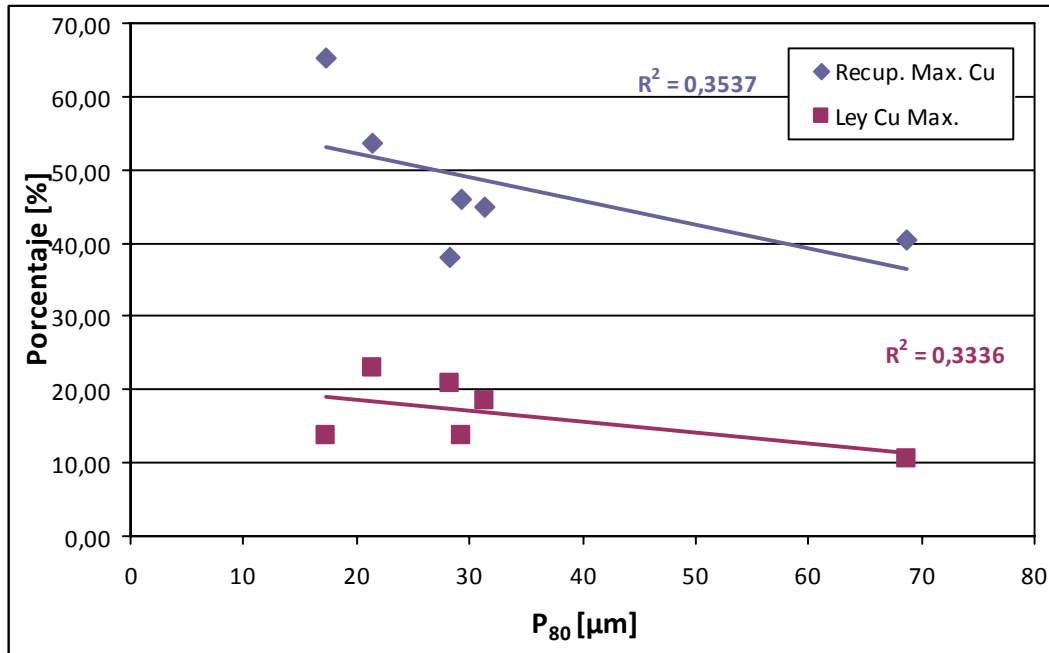


Gráfico 3-19. Efecto P_{80} en la Recuperación y Ley Máxima del Concentrado de Cobre

Los gráficos 3-20 y 3-21 muestran los resultados de recuperación y ley del molibdeno y fierro.

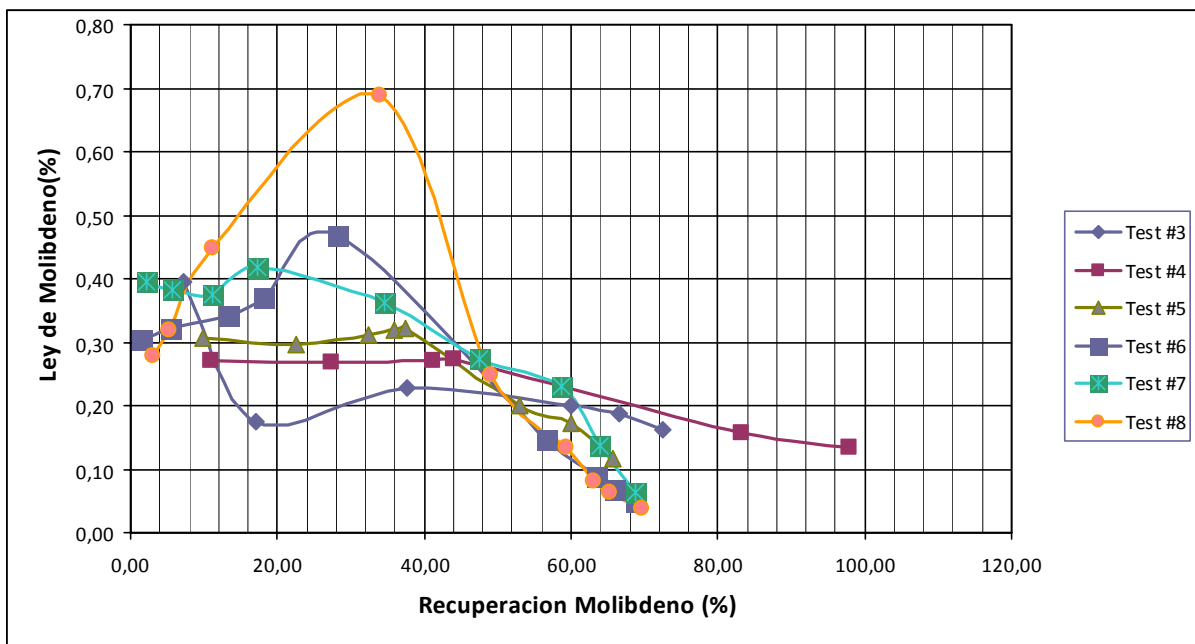


Gráfico 3-20. Comparación de Curvas Recuperación – Ley de Molibdeno

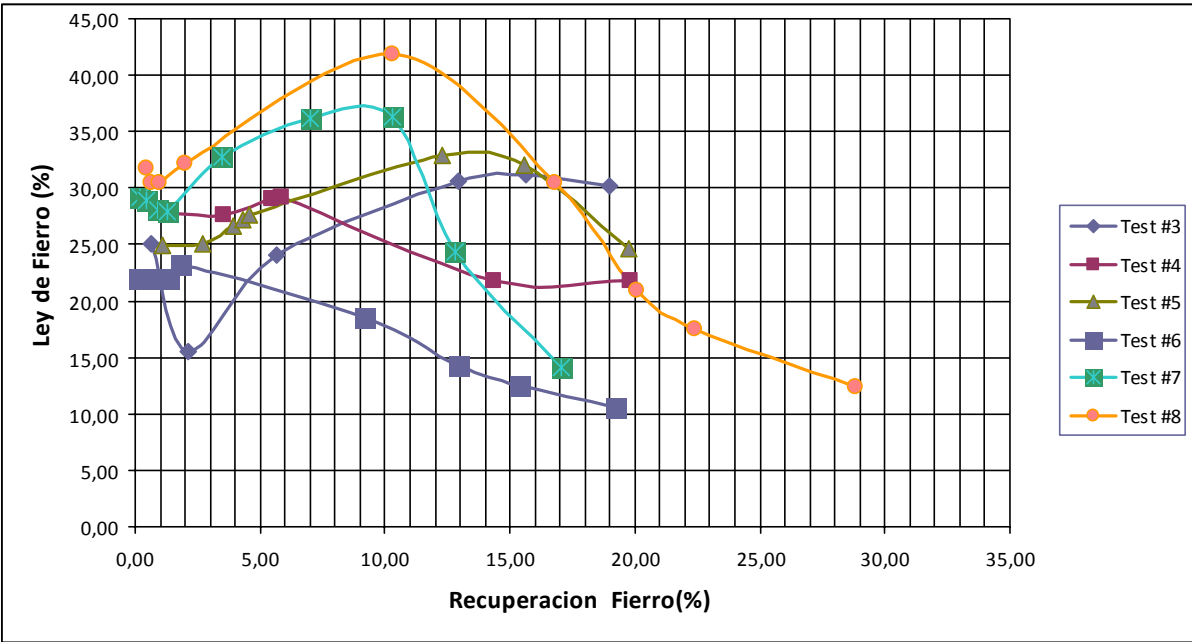


Gráfico 3-21. Comparación de Curvas Recuperación – Ley de Fierro

La tabla a continuación presenta las dosis de reactivos iniciales utilizadas en cada prueba, así como las recuperaciones y leyes máximas obtenidas para cada test.

Tabla 3-20. Resultados Pruebas de Flotación Celda Jameson y Celda Mecánica

Test	Descripción	P ₈₀	P ₉₈	Reactivos Iniciales [µl]			Jcell	Resultados Celda Jameson		Resultados Celda Mecánica	
				Tionocarbamato	Diesel	MIBC		# Conc	Leyes Más Altas	Recuperación Máxima	Leyes Más Altas
3	Molienda Inerte	31,34	142,96	281 (561)	86 (171)	180 (300)	6	18.47 %Cu - 9.2 %R	3.69 %Cu – 44.9 %R	1.46 %Cu – 21.6 %R	0.71 %Cu - 57.8 %R
4	Molienda Inerte	17,33	42,57	1122 (1622)	341 (641)	400	6	13.84 %Cu - 13.7 %R	3.65 %Cu – 65.3 %R	0.7 %Cu – 32.8 %R	0.55 %Cu - 66.5 %R
5	Molienda Inerte	29,21	142,82	1122 (1622)	341 (641)	400 (502)	8	13.64 %Cu - 25.0 %R	3.36 %Cu – 46.1 %R	1.37 %Cu - 16 %R	0.5 %Cu - 62.7 %R
6	Molienda Inerte	21,39	66,94	561 (1122)	171 (343)	422 (622)	9	23.06 %Cu - 27.0 %R	1.37 %Cu - 46.4 %R	0.82 %Cu - 26 %R	0.53 %Cu - 68.9 %R
7	Molienda Inerte	28,29	149,10	561 (1122)	171 (343)	422 (622)	9	20.97 %Cu - 13.7 %R	1.58 %Cu - 38.1 %R	1.73 %Cu – 24.7 %R	0.55 %Cu - 62.1 %R
8	Sin Remoler	68,72	226,12	561 (1122)	171 (343)	422 (622)	9	10.67 %Cu - 6.5 %R	0.87 %Cu - 40.4 %R	1.98 %Cu – 7.5 %R	0.9 %Cu - 40.1 %R

3.9.4 Comentarios

Revisando los gráficos 3-12 al 3-16, correspondientes a las curvas de Ley/ Recuperación para la Celda Jameson y Convencional referidas al cobre, queda claramente demostrado, que ambas celdas se mueven en dos bandas completamente diferentes.

La Celda Jameson obtiene claramente leyes finales que varían entre 10.7% Cu hasta 23.06% Cu, con recuperaciones que van desde 6.5% hasta 27.0%. Por su parte, en la celda convencional se obtienen leyes que van desde 0.7% Cu a 1.98% Cu con recuperaciones en el rango 7.5% a 32.8%.

A excepción del Test #3, el resto de las pruebas muestran que existe una región bien definida en la curva Ley/ Recuperación para la Celda Jameson, donde flota cobre fino liberado y se logran altas leyes de concentrado antes de perder selectividad. Las curvas Ley/ Recuperación para las celdas mecánicas no muestran dicha tendencias y parece no ser selectiva en todo el rango.

Lo anterior corrobora el hecho de que la Celda Jameson puede ser utilizada al comienzo del circuito de flotación, como etapa Pre – Rougher, para recuperar las partículas de mineral liberado de rápida flotación generando concentrados finales de alta ley.

En los gráficos 3-18 y 3-19, se aprecia el efecto que tiene la molienda en la flotación. Queda claramente demostrado que la molienda más fina genera un incremento significativo en la recuperación máxima de cobre que se puede alcanzar. Respecto a la ley del concentrado, se aprecia que existe una tendencia a mejorar la ley del concentrado final cuando se muele más fino, pero este efecto no es tan significativo como lo que ocurre con la recuperación.

Si se comparan los resultados del test#8, (se puso directamente en la celda Jameson, sin remoler) donde se obtuvo una ley máxima de 10.67% Cu y de 6.5%, contra el concentrado remolido que tuvo la menor ley (test #5), 13.64% Cu y 25.0 %, existe una diferencia de 3% en la ley y 18.5% en la recuperación a favor de la prueba donde se realizó remolienda. Lo anterior refleja el beneficio de la etapa de remolienda en los resultados de flotación.

Se puede observar en el gráfico 3-20, que las recuperaciones máximas, en la mayoría de los test (a excepción del test #4) están en torno a 70%, mientras que en las leyes no se aprecia una tendencia clara.

En el gráfico 3-21, se aprecia que al no existir remolienda en IsaMill (test #8), tanto las leyes como recuperaciones de fierro en el concentrado aumentan respecto a los test donde se realiza remolienda.

La selectividad del proceso al emplear diferentes cantidades de colector en el proceso tiene un claro efecto que se explica a continuación. Al comparar el test #4 con el test #6, con valores de P_{80} en torno a $20 \mu m$, se observa un aumento significativo en la ley máxima del concentrado cuando se utiliza una menor dosis de colector. El test #6, máxima ley de concentrado 23.06% Cu, comparado con el test #4, cuya ley máxima de concentrado fue 13.84% Cu. El mismo efecto antes descrito puede ser apreciado comparando los Test #5 y test #7 (P_{80} de $29 \mu m$ aproximadamente). El test que utilizó la menor dosis de colector, (test #7) obtuvo una ley máxima de concentrado de 20.97% Cu, comparado con los 13.64% Cu del test #5. Lo anterior demuestra que al utilizar menor dosis de reactivos se logra una mejor selectividad del proceso.

Se puede ver el efecto en la recuperación máxima alcanzada para diferentes dosis de reactivos, al comparar los test #4 con el Test #6 (P_{80} en torno a $20 \mu m$), el Test con mayor dosis de colector (test #4) obtiene una recuperación de 65%, comparada con 46.4% del test #5. Lo mismo ocurre para los test #5 y #7. El test #5 tiene una recuperación máxima de 46.1%, comparado con el 38.1% del test #7.

Los dos puntos anteriores, demuestran el hecho de que cambios en la dosificación del colector, puede variar la selectividad del proceso, dependiendo si se desea aumentar la ley del concentrado final o mejorar la recuperación.

Debido a los resultados obtenidos se selecciona un P_{80} de $22 \mu m$ y de acuerdo a las condiciones de operación entre el test #4 y test #6 se opta por este último debido a los resultados de leyes obtenidas. La condición de esta prueba es de vital importancia ya que será considerada para el escalamiento a diseño industrial de una planta de Retratamiento.

4.0 Criterios de Diseño

Una vez analizados los resultados de recuperación y leyes obtenidas en las pruebas de laboratorio, se llevó a cabo el diseño de diversos flujos de proceso con distintas configuraciones implementando molino IsaMill, celda Jameson y celdas mecánicas para lograr la máxima recuperación global, tanto de Cu como de Mo, considerando una planta de flotación colectiva. El concentrado obtenido de esta planta es enviado al proceso actual de DAND donde se realiza la separación selectiva de cobre y molibdeno, donde posteriormente son enviados al puerto de Ventanas y Molymet respectivamente.

Se realizó un balance metalúrgico para cada configuración mediante la técnica de los Splitt Factor, para lo cual fueron necesarias las recuperaciones en masa de los flujos de entrada y concentrado, así como las recuperaciones de cobre y molibdeno de cada equipo en laboratorio. De esta manera se determinó el flowsheet de proceso óptimo tomando en cuenta los criterios de diseño del Tranque de Piuquenes.

4.1 Factores de Escalamiento

Los factores de escalamiento varían dependiendo de la tarea, tipo de mineral y cinéticas de flotación. En el caso del molino IsaMill tal como se señaló anteriormente las condiciones de operación tanto de las pruebas de laboratorio como piloto son escala 1:1, por lo cual no se requiere de factores de escalamiento para estimar los consumos de energía y determinar los grados de molienda. Lo mismo ocurre con la celda Jameson, debido a que en la prueba de laboratorio y en la celda a escala industrial utilizan el mismo diseño de Downcomer y por lo tanto las mismas variables en mezcla, intensidad de energía y condiciones controladas. Simplemente más Downcomers operando bajo las mismas condiciones, son usados para mayores capacidades a escala industrial.

Para la celda convencional de laboratorio se utilizaron las condiciones estándar de DAND, las cuales permiten realizar el escalamiento de las pruebas a escala Industrial tomando en cuenta que un tiempo de 11 minutos corresponde a las recuperaciones y leyes obtenidas en

laboratorio pero con un tiempo de residencia de 30 minutos en las celdas mecánicas industriales.

4.2 Restricciones de Diseño

Para el diseño de la Planta de Retratamiento se debió tener en cuenta las siguientes restricciones¹:

- Debe removerse el Tranque Piuquenes sin producir daños ambientales, en especial al Río Blanco.
- La operación de remoción y retratamiento se efectuará 300 días al año dejando 65 días para mantención y mantenimiento.
- La disponibilidad del agua no permite ritmos de extracción mayores a aproximadamente 15 *Ktpd* .
- La disponibilidad máxima de agua es de 250 *l/s* a partir de los pozos ubicados en la cubeta del Tranque Piuquenes.
- La capacidad de la canaleta de transporte de relaves al Valle es limitada y debe ser coherente con la producción de DAND y el retratamiento en el Tranque Piuquenes.
- La remoción del tranque Piuquenes debe ser realizada con un permiso especial de SERNAGEOMIN.

En relación a aspectos de disposición general e infraestructura, se tomarán en cuenta los resultados de Trade Off realizados por JRI, los cuales se detallan a continuación:

- Ritmo de Remoción 10 *Ktpd* .

- La planta de re-tratamiento se ubicará en el sector de la cola del tranque que en la actualidad se ocupa para acopio de camiones en desuso.
- El manejo de pulpas tratadas será mediante espesamiento convencional en Planta.
- Transporte de relaves sobre la base del uso de la canaleta existente en dirección hacia Tranque Ovejería.
- Envío de concentrado a Planta de flotación selectiva de Cu y Mo en Saladillo, utilizando tuberías disponibles para concentrado en el área con la ruta requerida.
- Suministro de Energía Eléctrica desde sistema de alta tensión, Central Los Quilos en 66 *kV* , que pasa con sus líneas por el mismo sector.

4.3 Criterios de Diseño Hidráulico

4.3.1 Factor de Utilización

Los factores de utilización asociados a los distintos procesos son los siguientes¹³:

- Para el sector de reimpulsión de relaves mediante pitones 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 proceso de transporte de relaves y concentrado se considera un factor de utilización de 95%.

4.3.2 Características de Sólidos

Las gravedades específicas asociadas a los sólidos son las siguientes:

- Material repulpeado desde tranque : 2,65 t/m^3
- Alimentación a molienda y flotación Pre-Rougher : 2,65 t/m^3
- Concentrado flotación Pre- rougher : 3,5 t/m^3
- Alimentación flotación Rougher : 2,88 t/m^3
- Concentrado flotación Rougher : 3,7 t/m^3
- Concentrado flotación limpieza : 4,9 t/m^3
- Concentrado final : 3,95 t/m^3
- Relaves : 2,64 t/m^3

Los diámetros característicos (d_{50}) quedan definidos por los siguientes valores:

- Material repulpeado y alimentación a flotación : 50 μm
- Relaves : 30 μm
- Concentrado : 20 μm

4.4 Criterios de Diseño Civil / Estructural

A continuación se describen los principales criterios específicos correspondientes a las alternativas de ubicación de Planta¹:

- La situación del embalse de relaves Piuquenes corresponde a un depósito sin operación y con obras de abandono proyectadas, algunas de ellas en proceso de construcción próxima, pero sin resolución de cierre aún por parte de la autoridad.

- Con el fin de reducir los montos de inversión, la Planta Concentradora y sus principales instalaciones quedarán a la intemperie.
- No se considera la instalación de equipo de levante dedicado y exclusivo para las instalaciones. Sólo se considera generar los accesos, espacios y plataformas para que puedan acceder camiones grúas o grúas autopropulsadas para atender los requerimientos de operación y/o mantenimiento.
- Las instalaciones deben evitar interferencias con los cursos de avalanchas o flujos aluvionales registrados en la zona. En caso de tener que usar parcialmente zonas afectas a dichos fenómenos, se deben considerar obras de protección de las instalaciones (relleno y/o canales de desvíos) y protección de los cursos naturales de agua (defensas fluviales, enrocados, etc.).
- El emplazamiento debe evitar interferencias con las fajas de servidumbre de las líneas de alta tensión.
- Para este nivel de ingeniería se considera que no hay presencia de roca en los sectores a excavar.
- La(s) plataforma (s) debe (n) permitir albergar todas las instalaciones de procesos de Planta, más casa de cambio, salas de control, laboratorios, bodegas y estacionamientos para vehículos pesados y livianos.
- En el Tranque Piuquenes no se contempla un embalse de emergencia, debido a que los derrames pueden escurrir gravitacionalmente hacia el depósito de relaves existente, procurando evitar la contaminación del Río Blanco.

4.5 Criterios Generales

Los criterios generales son los siguientes¹:

Tonelaje a Remover en Tranque Piuquenes	:	33 <i>Mt</i>
Inicio Operación	:	2015
Duración de la Remoción (años)	:	11
Período de Operación Anual (días)	:	300
Tratamiento Nominal	:	10 <i>Ktpd</i>
Tratamiento Nominal	:	439 <i>t/h</i>
Factor de diseño	:	1,2
Ley de Cu total (%Removido)	:	0,23
Ley de Mo (Removido)	:	55 <i>ppm</i>
Ley de Cu en concentrado final (%)	:	>25
Ley de Mo en concentrado final (%)	:	>0,4

4.6 Balance Metalúrgico

Se consideró el Método de los Splits Factors o Factores de Distribución para realizar el balance metalúrgico. Para aplicar esta técnica, basta con conocer la curva cinética de flotación por componente en cada etapa de flotación del circuito. La aplicabilidad del método se fundamenta en la hipótesis 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 la 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. Es decir, se trata, en la práctica industrial de combinar flujos con leyes parecidas antes de alimentarlos a una etapa

específica de flotación, como también de maximizar las recuperaciones parciales de cada elemento valioso¹⁴.

El concepto de Split Factor representa la fracción en peso de cada componente alimentado a una etapa de separación, que aparece junto con el concentrado de la etapa en cuestión; es decir, corresponde a la recuperación parcial de dicho componente en el concentrado obtenido en cada etapa de separación. La magnitud de los factores de distribución depende principalmente del tiempo de flotación y de las propiedades físico-químicas imperantes en la pulpa, además de las características de flotabilidad de las partículas. Existen varias técnicas alternativas para determinar los valores de Split Factor, pero la más simple y apropiada es a través de pruebas de flotación batch. Una vez que se diseña un diagrama de proceso se deben realizar pruebas de laboratorio para obtener la recuperación en peso de cada etapa de separación y recuperación de los elementos de interés, estos datos corresponden a los Split Factor.

Una vez obtenidos estos valores se plantearon las ecuaciones de balance de los flujos del proceso, el cual en particular resulta en un sistema de ecuaciones lineales que puede resolverse mediante técnicas convencionales.

Buscando la mejor configuración y obtener así las condiciones requeridas de concentrado final de cobre y molibdeno el diagrama de flujo es el siguiente:

- 3 balances, uno por cada etapa recuperadora.
- 2 balances, uno por cada nodo del proceso
- 3 balances, considerando los splits factor por cada etapa recuperadora
- El flujo de entrada es el requerido en el diseño de proceso, por lo cual es un dato conocido.

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

Tabla 4-22. Flujos y contenidos de cobre y molibdeno fino

N° Flujo	Tph Peso	Tph Cu	Tph Mo
1	439,00	1,01	0,024
2	1,32	0,30	0,005
3	437,68	0,71	0,019
4	617,96	1,28	0,038
5	181,19	0,84	0,026
6	436,78	0,44	0,012
7	0,91	0,27	0,008
8	180,28	0,57	0,018
9	2,23	0,57	0,012

Realizando los balances de finos las leyes obtenidas por etapa corresponden a las siguientes:

Tabla 4-23. Balance de finos Cu Planta de Retratamiento de Flotación Colectiva Piuquenes

Descripción	Alimentación			Concentrado			Relaves			Rec % Cu
	Ton (tph)	Finos Cu (tph)	Ley Cu (%)	Ton (tph)	Finos Cu (tph)	Ley Cu (%)	Ton (tph)	Ley Cu (%)	Finos Cu (tph)	
F.Colectiva	439,00	1,01	0,23	2,23	0,57	25,74	436,78	0,10	0,44	56,67
F. Pre-Rougher	439,00	1,01	0,23	1,32	0,30	23,00	437,68	0,16	0,71	30,00
F Rougher	617,96	1,28	0,21	181,19	0,84	0,46	436,78	0,10	0,44	65,80
F. Limpieza	181,19	0,84	0,46	0,91	0,27	29,73	180,28	0,32	0,57	32,00

Tabla 4-24. Balance de finos Mo Planta de Retratamiento de Flotación Colectiva Piuquenes

Descripción	Alimentación			Concentrado			Relaves			Rec % Mo
	Ton (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo (%)	Ton (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo (%)	Ton (tph)	Finos Mo (tph)	Ley Mo (%)	
F.Colectiva	439,00	0,024	0,0055	2,23	0,012	0,5585	436,78	0,012	0,0027	51,66
F. Pre-Rougher	439,00	0,024	0,0055	1,32	0,005	0,3455	437,68	0,019	0,0044	19,00
F Rougher	617,96	0,038	0,0061	181,19	0,026	0,0144	436,78	0,012	0,0027	69,25
F. Limpieza	181,19	0,026	0,0145	0,91	0,008	0,8613	180,28	0,018	0,0101	30,00

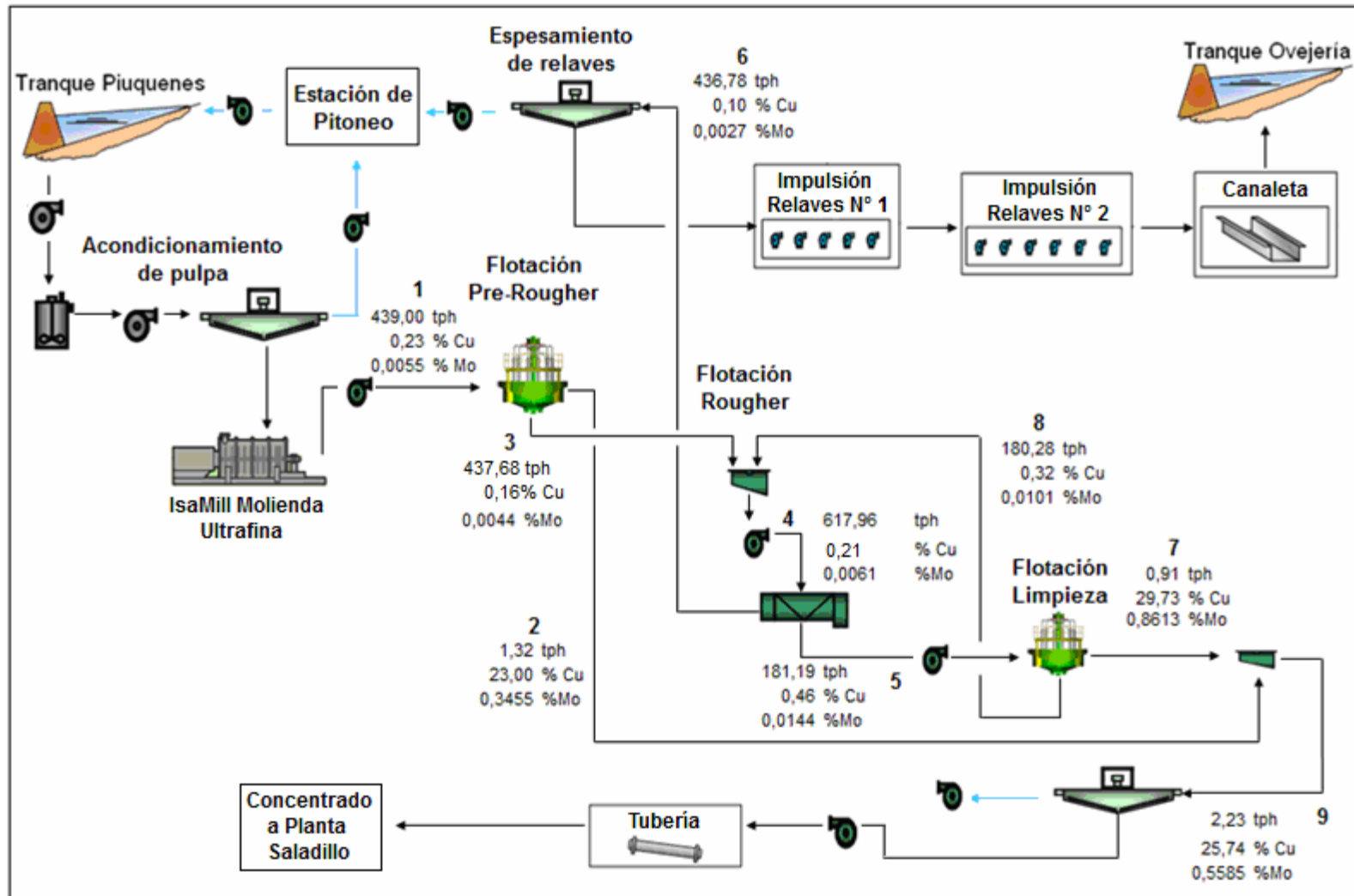


Figura 4-32. Diagrama de Flujos con leyes de Cobre y Molibdeno

4.7 Criterios Específicos

4.7.1 Acondicionamiento de pulpa

Flujo a procesar	:	Relaves desde Estanque almacenamiento
Tonelaje	:	439 t/h
Diámetro espesador	:	18 m
Área espesador	:	230 m^2
Tipo de espesador	:	Convencional
Número de espesadores	:	1
Adición de floculante	:	5 a 10 g/t
Porcentaje de sólidos en peso ($\% p/p, Cp$)		
• Alimentación	:	45%
• Producto	:	55%

4.7.2 Molienda

Flujo a procesar	:	Underflow de Espesador de Relaves
Tipo Molino	:	IsaMill
Números de Molinos	:	1 M10.000, 1 M5.000
Alimentación Fresca	:	439 t/h
Tamaño Alimentación (F_{80})	:	80 μm
Tamaño Producto (P_{80})	:	22 μm
Eficiencia del Motor	:	85%

4.7.3 Flotación Pre-Rougher

Flujo a procesar	:	Pulpa salida molino
Tonelaje a procesar	:	439 t/h

Volumen útil celdas	:	85%
Tipo de Celda	:	Neumática (Jameson)
Número de Celdas	:	1 Modelo B6500/24
Porcentaje de sólidos en peso ($\% p / p, Cp$)		
• Alimentación	:	37%
• Concentrado diluido	:	20%
• Cola	:	32%
Gravedad específica de sólidos		
• Alimentación	:	2,65 t / m^3
• Concentrado	:	3,5 t / m^3
• Cola	:	2,64 t / m^3
Ley de Concentrado de cobre	:	23%
Recuperación de Cu	:	30%
Ley de Concentrado de molibdeno	:	0,3455%
Recuperación de Mo	:	19%

4.7.4 Flotación Rougher

Flujo a procesar	:	Colas de Pre-Rougher y Limpieza
Tonelaje a procesar	:	617,96 t / h
Volumen útil celdas	:	85%
Tiempo de residencia	:	30 min
Tipo de Celdas	:	Mecánica Convencional
Número de Celdas	:	12
Bancos	:	2 Configuración 2-2-2
Porcentaje de sólidos en peso ($\% p / p, Cp$)		
• Alimentación	:	30%
• Concentrado diluido	:	30%

• Cola	:	29%
Gravedad específica de sólidos		
• Alimentación	:	2,88 t/m ³
• Concentrado	:	3,7 t/m ³
• Cola	:	2,64 t/m ³
Ley de Concentrado de cobre	:	0,46%
Recuperación de Cu	:	65,8%
Ley de Concentrado de molibdeno	:	0,0144%
Recuperación de Mo	:	69,25%

4.7.5 Flotación Limpieza

Flujo a procesar	:	Concentrado Flotación Rougher
Tonelaje a procesar	:	181,19 t/h
Tipo de celdas	:	Neumática (Jameson)
Número de Celdas	:	1 modelo B5000/16
Porcentaje de sólidos en peso (% p/ p, Cp)		
• Alimentación	:	30%
• Concentrado diluido	:	20%
• Cola	:	26%
Gravedad específica de sólidos		
• Alimentación	:	3,7 t/m ³
• Concentrado	:	4,9 t/m ³
• Cola	:	3,17 t/m ³
Ley de Concentrado de cobre	:	29,73%

Recuperación de Cu	:	32%
Ley de Concentrado de molibdeno	:	0,8613%
Recuperación de Mo	:	30%

4.7.6 Estanque Mezclador Concentrado

Flujo a procesar	:	Concentrado Flotación Pre –Rougher y Limpieza
Tonelaje a procesar	:	2,23 t/h
Tipo de Estanque	:	Convencional
Ley de Concentrado de cobre	:	25,74%
Ley de Concentrado de molibdeno	:	0,5585%

4.7.7 Acondicionamiento de Concentrado

Flujo a procesar	:	Concentrado desde Estanque Mezclador
Tonelaje	:	2,23 t/h
Diámetro espesador	:	4 m
Área espesador	:	11,4 m ²
Tipo de espesador	:	Convencional
Número de espesadores	:	1
Adición de floculante	:	5 a 10 g/t
Porcentaje de sólidos en peso (% p/ p, Cp)		
• Alimentación	:	20%
• Producto	:	50%

4.7.8 Espesamiento de Relaves

Flujo a procesar	:	Cola Flotación Rougher
Tonelaje	:	436,78 t/h
Diámetro espesador	:	56 m
Área espesador	:	2430 m ²
Tipo de espesador	:	Convencional
Número de espesadores	:	1
Adición de floculante	:	5 a 10 g/t
Porcentaje de sólidos en peso (% p/ p, Cp)		
• Alimentación	:	30%
• Producto	:	55%

4.8 Balance de aguas

Actualmente desde los pozos ubicados en el tranque se puede extraer, como máximo, un caudal de 250 l/s¹. El presente proyecto considera la utilización de un make up de agua fresca nominal de 118 l/s para la Planta de Retratamiento. Como condición de diseño, se ha establecido un 20% sobre esta condición, llegando a 142 l/s.

Para la utilización del caudal de agua fresca definido, se considera la construcción de un Estanque de Traspaso y una posterior reimpulsión de agua fresca hacia la Planta de Retratamiento (Estanque de Agua Fresca). Se considera que el Estanque de Traspaso esté ubicado a un costado del muro del tranque Piuquenes (lado oriente). En este estanque se descargarán las aguas provenientes desde los pozos de Piuquenes

4.8.1 Sistema de Impulsión de Aguas Frescas

La reimpulsión de agua fresca se realizará mediante bombas centrífugas horizontales y una tubería de HDPE PECC 10 y presión nominal 6 *bar* (PN 6). La longitud de la línea es de aproximadamente 2,1 *km* con una cota inicial de 2160 *m.s.n.m* y final, de terreno, de 2185 *m.s.n.m*. En esta cota, la impulsión desemboca en el Estanque de Agua Fresca, ubicado en las inmediaciones de la Planta de Retratamiento, el cual alimentará el agua requerida para procesos de la Planta Concentradora

4.8.2 Impulsión de Aguas Recuperadas en Planta

Los procesos de espesamiento de relaves y de concentrado permiten la recuperación de agua, la cual es enviada al Estanque de Agua de Procesos. Este estanque cuenta con una altura útil de carga de 10 m. Alimentará el agua requerida en la Planta Concentradora y la piscina de recolección de aguas para pitoneo.

La impulsión de agua recirculada total tiene un caudal nominal de 103,5 *l/s*, con un caudal de diseño de 125 *l/s*.

4.8.3 Impulsión de Agua de Pitoneo

Según estimaciones de abastecimiento de agua para operaciones de pitoneo de la empresa Fraser Alexander, se requiere aproximadamente 1,25 m^3 de agua por tonelada seca de relave removida¹⁵. Esto significa que para el caso de Piuquenes, un volumen de agua cercano a los 12.500 m^3 por día.

En este caso el abastecimiento de agua al sistema de alta presión se resolverá a través de la construcción de un reservorio excavado en tierra el cual permita coleccionar el agua requerida desde el Estanque de Agua Procesos.

El tamaño estimado del estanque excavado debería ser cercano a los $85\text{ m} \times 55\text{ m} \times 8\text{ m}$ (37.400 m^3) volumen el cual permitiría cubrir aproximadamente tres días de operación considerando que la pulpa alcanzaría concentraciones que oscilarán alrededor del 45-50% y se desea remover un tonelaje cercano a los 10 KTPD .



Figura 4-33. Estanque excavado para suministro de agua

La alimentación a la estación que elevará la presión al caudal de agua, será tal como se muestra en la Figura 4-33, directamente a través de tuberías a las bombas de alta presión.

4.8.4 Distribución de Agua de Alta presión y pitones

Desde la piscina de recolección el agua será impulsada por sendos equipos de bombeo a través de la red de agua a alta presión, la cual alimentará a los dos pitones que removerán el relave desde el tranque. A lo largo de cada matriz se instalará un adecuado número de conectores, algunos de ellos provistos con válvulas de cierre para facilitar las conexiones y desconexiones durante la operación, y en otros se colocarán flanges ciegos con el objeto de facilitar las conexiones futuras.

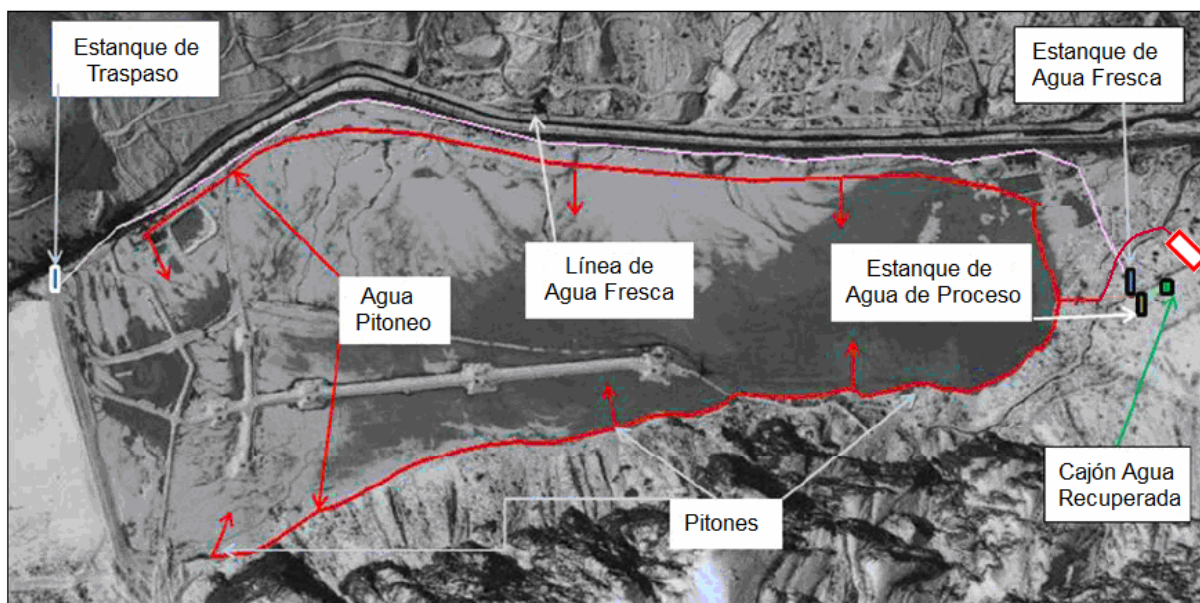


Figura 4-34. Trazado de Matriz de Alta Presión Tranque Piuquenes

Los pitones trabajarán en “tandem”, es decir uno operará mientras el otro se mueve para ocupar la posición del siguiente corte. Cada pitón conducirá el relave mediante gravedad hasta una estación de bombeo SSP la cual se encontrará en el punto más bajo del tranque en el costado exterior del muro del refuerzo. Desde esta estación se reimpulsará la pulpa hacia una estación de bombeo booster la cual permitirá impulsar el relave hacia la planta de proceso proyectada.



Figura 4-35. Máquina de Pitoneo y Cabina de Control

A continuación se detalla la ubicación de la piscina de recolección de agua para alimentar los pitones y el balance de masa global del Tranque y Planta de Retratamiento de Piuquenes. Mayor detalle se podrá encontrar en el Anexo B, Capítulo “Hidráulica”.

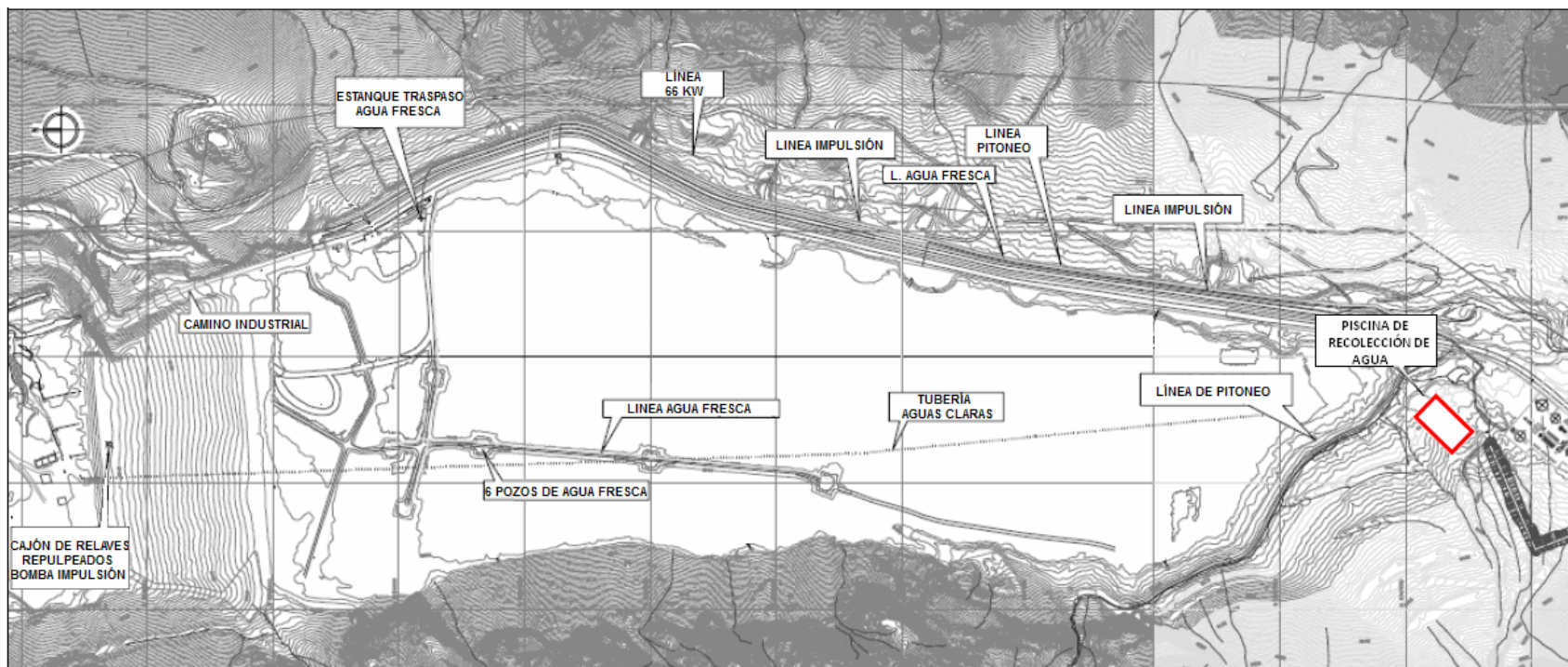


Figura 4-36. Layout General Asociado al Sistema de Remoción de Relaves

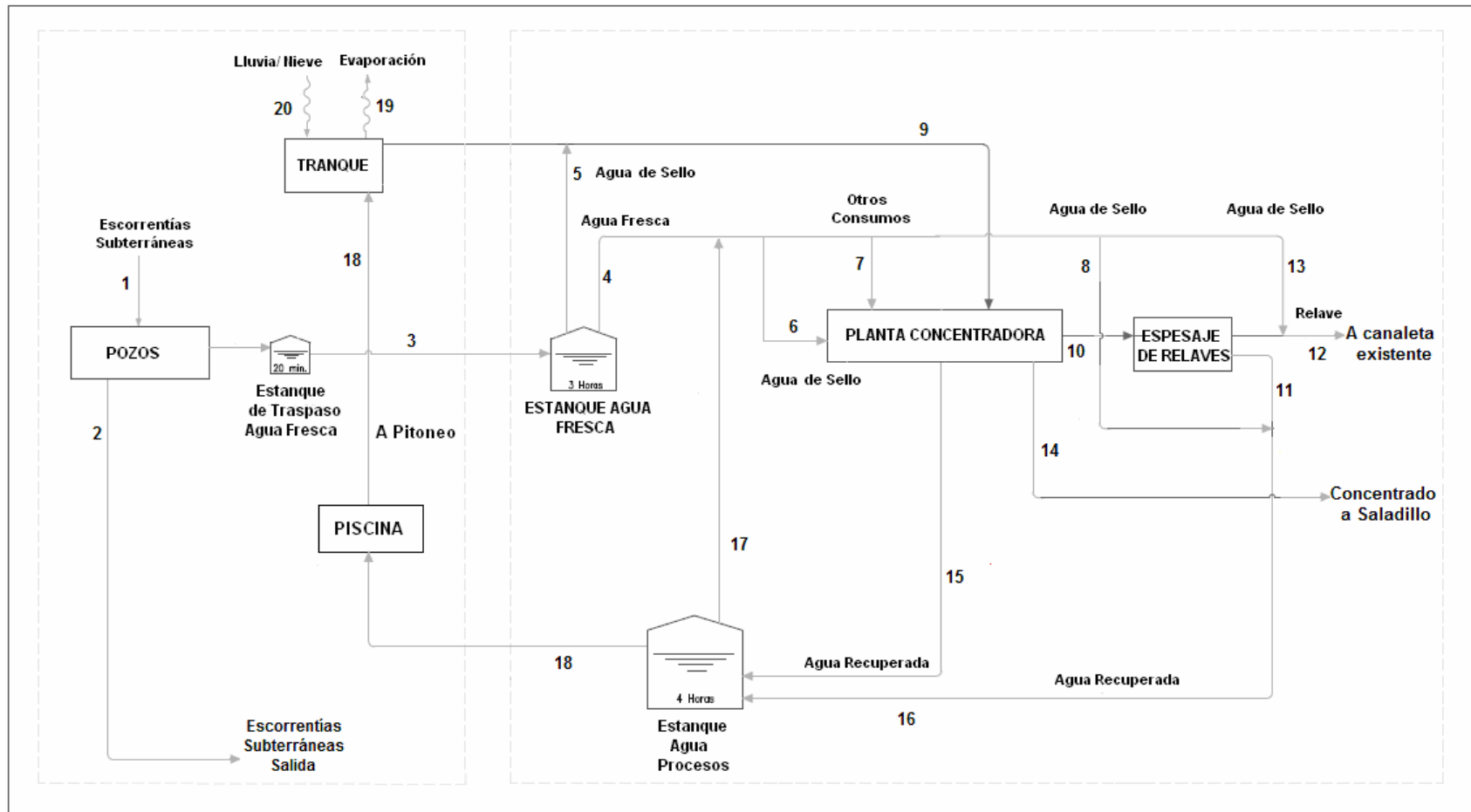


Figura 4-37. Diagrama Balance de Aguas Tranque y Planta de Retratamiento Piuquenes

Tabla 4-25. Balance de Aguas Tranque de relaves y Planta de Retratamiento Piuquenes

		Escorrentias Subterránea en Sector	Escorrentias Subterránea Salida	Agua de Pozo a Estanque de Agua Fresca	Agua a Planta Concentradora desde Estanque Agua Fresca	Agua de Sello Bomba Espesador de pulpa	Agua Sello Bombas en Planta de Flotación de Finos	Otros Consumos Planta de Flotación	Agua de Sello Bombas Impulsión Estanque Agua de Procesos	Relaves Repulpeados a Planta de Flotación de Finos	Relaves Repulpeados a Espesador de Relaves
		1	2	3	4	5	6	7	8	9	10
Caudal de Agua	L/s	362	261,12	118,32	105,87	1,67	10,83	164,325	1,67	149,043	290,45
	m3/h	1.302	940,047	425,97	381,13	6	39	591,57	6	536,55	1045,63
	m3/d	31251,000	22561,148	8689,852	8689,852	136,800	889,200	13487,796	136,800	12233,472	23840,364
Factor de Utilización	%	100	100	85	95	95	95	95	95	95	95

		Agua recuperada Espesador relaves	Relaves a Canaleta Existente	Agua de Sello Bombas Impulsión de Relave a canaleta existente	Concentrado a Saladillo	Agua Recuperada Planta Concentradora	Agua Recuperada a Estanque Agua Procesos	Agua Estanque de Procesos a Estanque Agua Fresca	Agua Pitones en Tranque de Relaves	Evaporación	Precipitaciones en Tranque
		11	12	13	14	15	16	17	18	19	20
Caudal de Agua	L/s	191,186	119,267	20	1,175	32,738	225,42	103,517	148,43	13,841	27,3
	m3/h	688,27	429,36	72	4,23	117,265	811,535	372,66	534,346	49,875	99,7
	m3/d	15692,556	9789,408	1641,600	96,444	2673,660	18503,016	7602,344	10900,672	1197,000	2393,000
Factor de Utilización	%	95	95	95	95	95	95	85	85	100	100

5.0 Descripción del Proyecto

5.1 Descripción General

El diseño del proyecto contempla el retratamiento de 10 *Ktpd* de relaves por un período de 10 años donde estima retirar aproximadamente 33 *Mt*. Se considera que la operación se realizará en turnos de doce (12) horas, durante 300 días al año. Además, se considera detener la operación de remoción y tratamiento de relave durante 65 días en el período invernal más duro (Junio, Julio).

El tonelaje estimado de relaves contenidos en el Tranque Piuquenes posee en promedio una ley de cobre total de 0,23% y 55 *ppm* de molibdeno.

Las operaciones unitarias consideradas en el Proyecto, son las siguientes:

- Sistema de Remoción
- Planta de Retratamiento de relaves
 - Acondicionamiento de pulpa
 - Remolienda
 - Flotación Pre-Rougher
 - Flotación Rougher
 - Flotación Limpieza
- Manejo de Relaves
 - Espesaje de Relaves
 - Sistema de Bombeo de Relaves
- Manejo de Concentrado
 - Acondicionamiento de Concentrado.
 - Sistema de Bombeo de Concentrado a Saladillo.

5.2 Sistema de Remoción

Luego de realizar un estudio de factibilidad técnica económica para el método de remoción del tranque de relaves, se seleccionó el método de extracción por pitones en comparación de una remoción hidráulica por dragas o una remoción mediante camiones. El detalle de este estudio se puede encontrar en el Anexo B, Capítulo “Hidráulica”.



Figura 5-38. Operación de pitoneo en tranque de relave

A continuación se detallarán los criterios de diseño utilizados para la evaluación hidráulica del tranque Piuquenes. Estos criterios se establecieron tomando como base la Ingeniería Conceptual “Proyecto de Explotación de relaves contenidos en los embalses Barahona y Cauquenes” desarrollada por la empresa Fraser Alexander Chile S.A en Diciembre del 2006¹⁶.

5.2.1 Criterios de Diseño Tranque Piuquenes

• Tonelaje a remover	:	10.536 t/d
• Tonelaje de diseño	:	12.644 t/d
• Tiempo de utilización de repulpeo	:	85%
• Concentración de sólidos de diseño	:	45%
• Peso específico de los sólidos	:	2,65 t/m^3
• Tamaño de partículas d_{50}	:	50 μm
• Caudal de relave (de diseño)	:	195 l/s
• Densidad del relave	:	1,39 t/m^3
• Velocidad máx. periférica de rodete (relaves)	:	25 m/s
• Caudal de agua (de diseño)	:	195 l/s
• Presión requerida en pitones (mínima)	:	28 bares
• N° de pitones funcionando	:	2
• N° de SSP	:	1 (con dos bombas)

5.2.2 Descripción de los Sistemas Evaluados

Para disponer de la alimentación de agua requerida para el funcionamiento de los pitones se propone construir una red de agua a alta presión, la cual tomará el agua desde una piscina construida para este efecto, la que se ubicará a un costado de la planta de Retratamiento. Desde esta piscina el agua será impulsada por sendos equipos de bombeo a través de la red de agua a alta presión, la cual alimentará a los dos pitones que removerán el relave desde el tranque.

La operación de repulpeo considera una utilización igual al 85%, tiempo necesario para poder absorber las pérdidas de tiempo ocasionadas por el cambio de ubicación de los pitones, tuberías, mantenciones, reparaciones u otros inconvenientes.



Figura 5-39. Método de remoción hidráulica por Pitoneo

En cuanto al sistema de manejo de relaves, los pitones conducirán la pulpa mediante gravedad hasta una primera estación de bombeo (SSP) ubicada en el punto más bajo del tranque a un costado del muro, para luego impulsar hacia una estación de bombeo Booster mediante la cual se conducirán los relaves hasta la Planta de proceso proyectada.



Figura 5-40. Estación de bombeo de Pulpa (SSP)

5.3 Acondicionamiento de relaves

El relave repulpeado con una concentración de sólidos de un 45% desde el Tranque Piuquenes es bombeado hasta un cajón de traspaso de $7 m^3$, luego se considera un muestreador automático en la línea de alimentación a un estanque agitado de $3.000 m^3$, el cual permite tener un “pulmón” para 5 horas de operación. De esta manera es posible independizar las operaciones del Tranque de la Planta.

Las técnicas de remoción hidráulica de mineral no poseen una entrega constante de la concentración de sólidos a planta, debido a las variabilidades en los cortes de bancos del tranque, presentando en algunos momentos mayor concentración y en otros menor. Es por esto que se debe asegurar una estabilidad de alimentación a la planta de retratamiento para tener los resultados de diseño. Debido a esto la descarga del relave desde el estanque deberá ingresar a un espesador, alimentando posteriormente a la etapa de molienda con una concentración de sólidos de 50%. El agua recirculada es enviada a un Estanque acumulador de Aguas de Proceso.

5.4 Planta de Retratamiento de Relaves

La Planta de Retratamiento de relaves ha sido diseñada para tratar $10 Ktpd$ de material, con una utilización igual al 95% de tiempo. La alimentación de esta Planta está dada por lo relaves repulpeados del tranque Piuquenes y el objetivo principal es recuperar y concentrar el cobre y el molibdeno existente en el relave repulpeado. Se considerará la instalación de un estanque de cabeza que recepciona todos los relaves repulpeados. El concentrado Cu/Mo obtenido en el proceso de Flotación será descargado en un espesador de acondicionamiento, para luego ser transportados a través de una tubería existente a la planta de molibdeno ubicada en Saladillo. Los relaves producidos se enviarán a un espesador, para luego ser bombeados a la canaleta de relaves actual y así ser conducidos al Tranque de Relaves Ovejería para su disposición final.

A continuación se presenta el Layout de la planta de Retratamiento con las instalaciones necesarias para llevar a cabo el proceso.

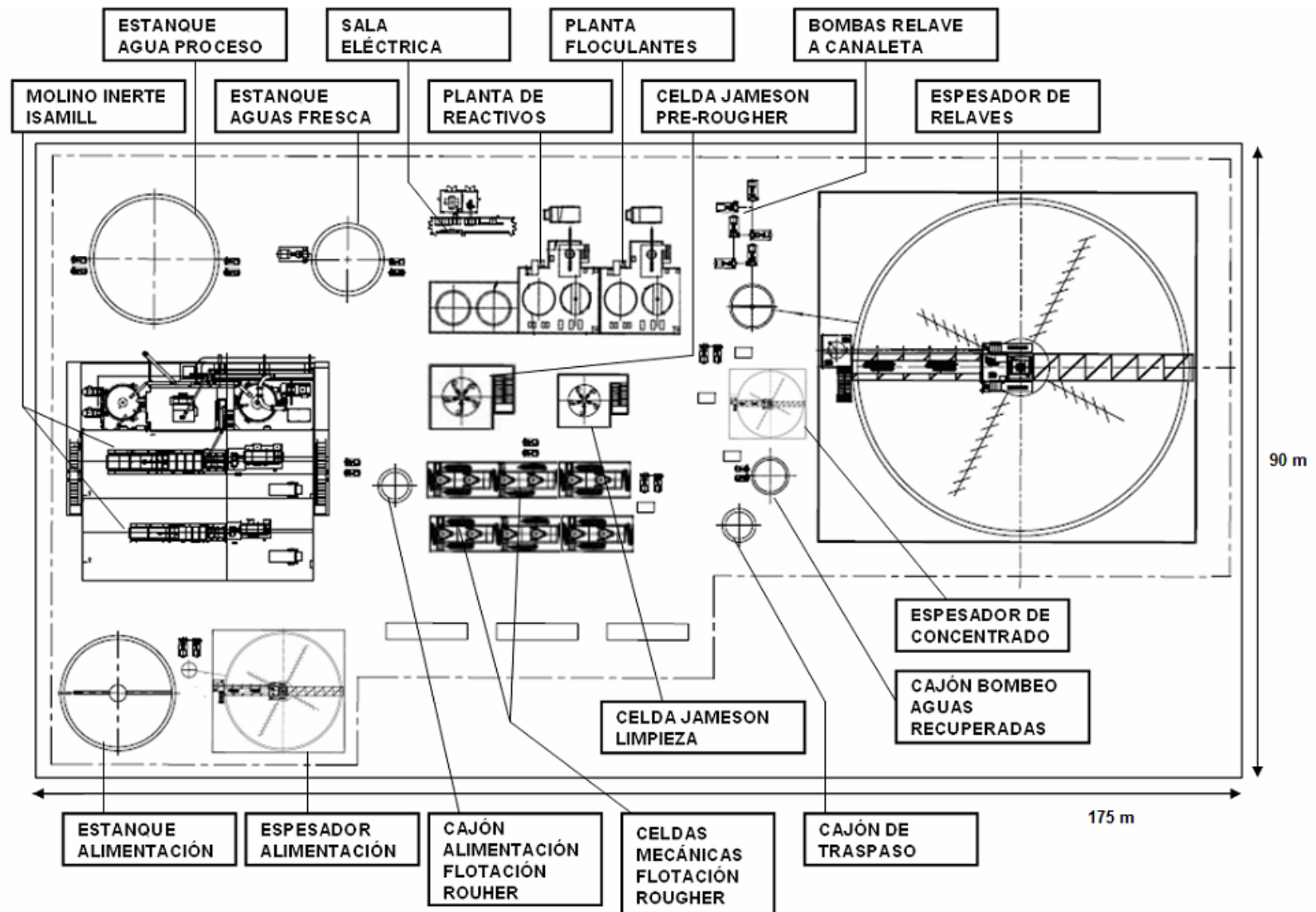


Figura 5-41. Layout de la Planta de Retratamiento Piuquenes

5.5 Manejo de Relaves

El manejo de relaves está separado en 2 partes, el espesaje y sistema de impulsión de relaves, los cuales son descritos a continuación:

5.5.1 Espesaje de Relaves

Los relaves provenientes de la Flotación Rougher descargan a una razón de $522,8 \text{ m}^3 / h$ como valor medio y $627,36 \text{ m}^3 / h$ como flujo máximo, a un cajón de traspaso de 12 m^3 desde donde son conducidos gravitacionalmente a un espesador convencional. En este equipo se pretende, con la adecuada dosificación de floculantes, que la descarga de relaves fluctúe con una concentración de sólidos entre 55% a un 58% de manera de recircular la mayor cantidad posible de aguas al proceso, esta concentración de sólidos en la descarga del espesador permite un envío a la canaleta actual de relaves sin mayores riesgos.

El agua recuperada en el espesador de relaves se descarga gravitacionalmente en un cajón de bombeo de 15 m^3 , para su posterior envío al estanque de agua de proceso.

El relave espesado se impulsa mediante una tubería de acero y a la actual canaleta de relaves de DAND.

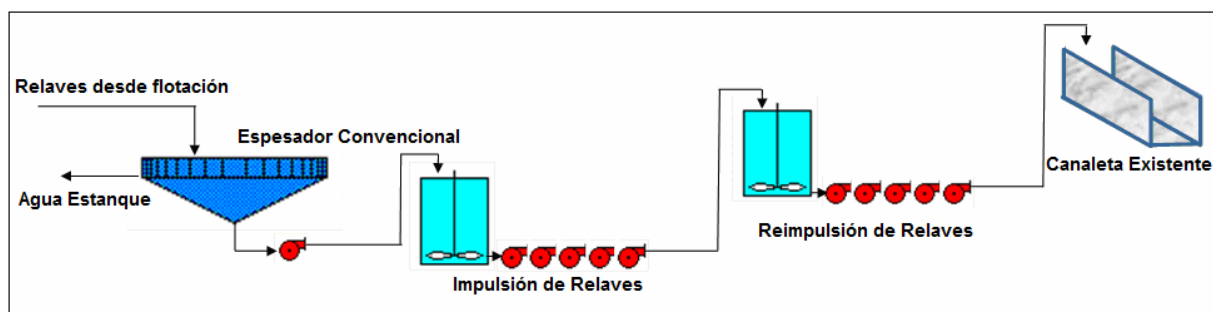


Figura 5-42. Esquema Espesamiento Convencional en Planta

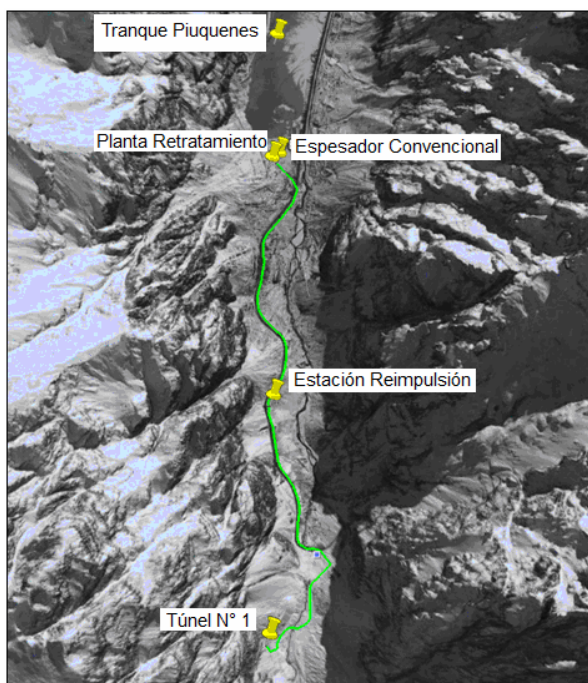


Figura 5-43. Tramo de envío relave desde Planta a Canaleta actual

5.5.2 Sistema de Bombeo de Relaves

Posterior al espesaje, los relaves son impulsados por 2 trenes de bombas, los cuales operarán en serie. El primer tren de bombas estará compuesto por 5 unidades (4 operando, 1 stand by) y el segundo por 6 unidades (5 operando, 1 stand by). El primero de ellos se ubicará en las inmediaciones de la Planta, el segundo tren se ubicará en el trayecto intermedio entre la Planta y la descarga en la actual canaleta de relaves, en el portal de entrada del Túnel 1 (Sector de “El Salto”). Además, en un sector cercano al segundo tren de bombas se ubicará una piscina de emergencia, la que permitirá contener un volumen equivalente a 500 m^3 .

Se considera que la canaleta tiene las modificaciones asociadas a la operación del Proyecto PDA Fase I (peralte de 20 cm en mayor parte del trazado, tapado / sellado / venteo de losetas en sectores sin peralte)¹.

No se consideran modificaciones importantes en canaleta para recibir flujo de relaves repulpado (caudal asociado a repulpeo del tranque Piuquenes en 10 años).

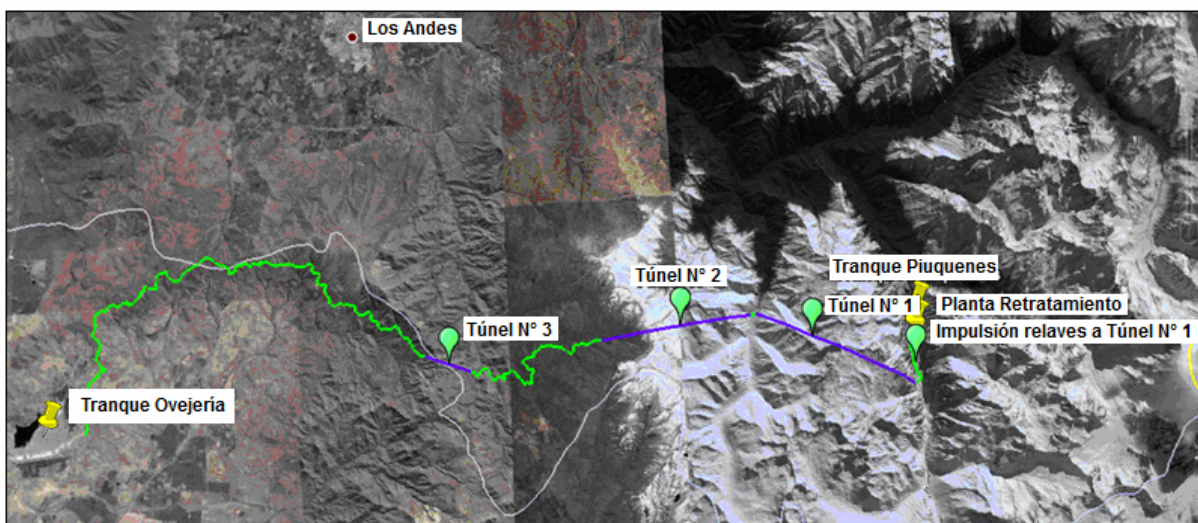


Figura 5-44. Transporte de relaves por Canaleta Actual hacia Tranque Ovejerías

5.6 Manejo de Concentrado

El manejo de concentrado estará separado en 2 partes, el acondicionamiento de concentrado y el sistema de impulsión de concentrado, los cuales son descritos a continuación:

5.6.1 Acondicionamiento de Concentrado

El concentrado obtenido en la etapa de limpieza, alimentará un espesador el cual realizará el desaguado del concentrado de cobre – molibdeno, pasando de una concentración de sólidos cercana al 20% hasta alcanzar una concentración igual al 50% de sólidos, porcentaje óptimo para enviar el concentrado a Saladillo.

El agua recuperada en el espesador se descargará gravitacionalmente en un cajón de bombeo de 15 m^3 , para su posterior envío al estanque de agua de proceso.

5.6.2 Sistema de Bombeo de Concentrado a Saladillo

El sistema de impulsión de concentrado a Saladillo estará compuesto por 2 bombas centrífugas horizontales de 10 *HP* (1 Operando + 1 Stand by). El concentrado será descargado mediante una tubería existente de 3" de diámetro, por una longitud aproximada de 11 *km*.

5.7 Planta flotación Selectiva

Dadas las condiciones de mineralogía y distribución de finos de los relaves del Tranque, el producto final de la Planta de flotación colectiva corresponde a un concentrado principalmente de partículas finas. Esto sin duda debe ser considerado en la Planta de flotación selectiva en la cual se separa el cobre del molibdeno.

Se realizó un estudio para identificar los datos operacionales relevantes de la Planta de flotación selectiva de División Andina como: capacidad máxima de tonelaje de Planta, equipos de flotación para partículas finas, capacidad de filtros y espesadores.

5.7.1 Capacidad Planta

De acuerdo a la información proyectada en el plan minero de DAND¹⁷, entre los años de duración del proyecto de extracción y remoción del Tranque Piuquenes (2015-2026) encontraremos una disminución de las toneladas por año de molibdeno y cobre fino. En el caso del molibdeno la información de producción máxima proyectada, la cual es posible lograr mediante el flowsheet actual es de 6700 t/a. En este sentido el concentrado entregado por la Planta de Retratamiento entrega 79,035 t /a de Mo fino lo cual significa un 3,95% de la producción global. Debido a que en los años de extracción del Tranque el plan considera producciones de hasta 2000 t/a, este concentrado no excedería la capacidad máxima de diseño.

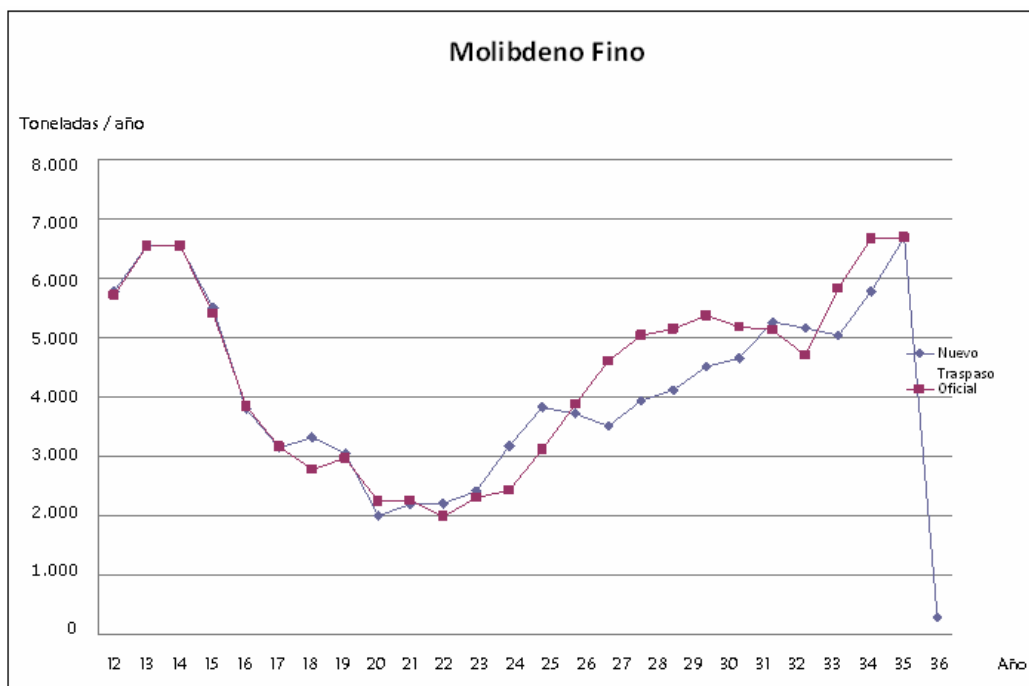


Gráfico 5-22. Plan de producción de Molibdeno fino a largo plazo Codelco Andina

En el caso del cobre fino de acuerdo a la información proyectada en el plan minero, la cantidad de producción máxima proyectada posible de lograr mediante el flowsheet actual es de 280.000 t/a. En este sentido el concentrado entregado por la Planta de Retratamiento entrega 3891,6 t/a de Cu fino lo cual significa un 1,81% de la producción global. Debido a que en los años de extracción del Tranque el plan considera producciones de hasta 215.000 t/a, este concentrado no excedería la capacidad máxima de diseño.

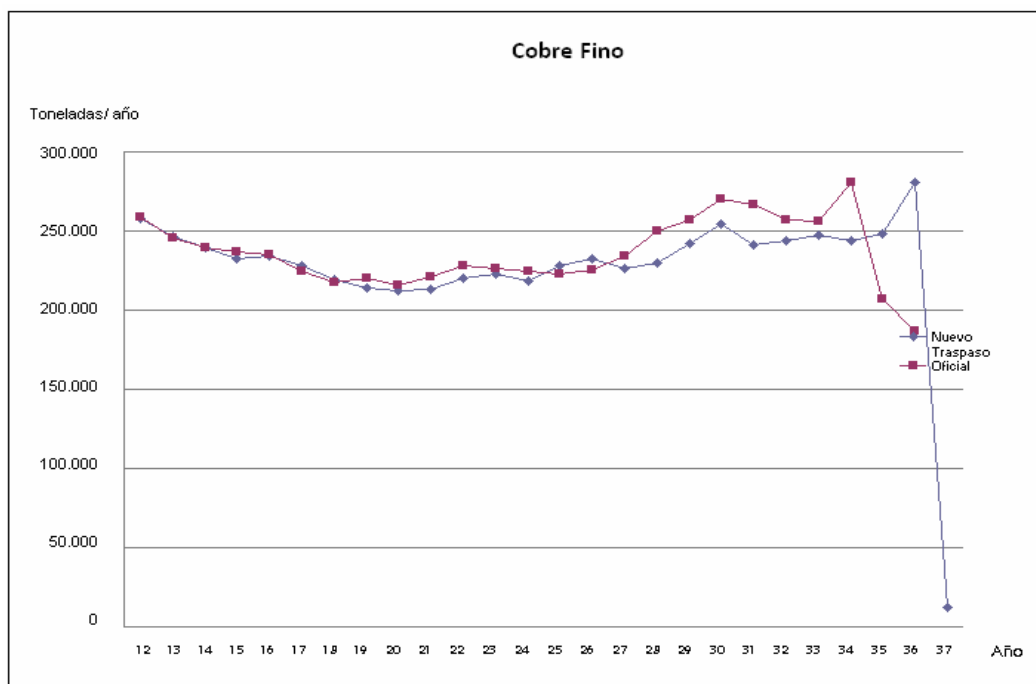


Gráfico 5-23. Plan de producción de Cobre fino a largo plazo Codelco Andina

5.7.2 Recuperación de Partículas Finas

Uno de los problemas actuales de División Andina, es la producción de un concentrado con granulometrías finas en la Planta de Flotación Colectiva, esto debido al aumento de producción que incluyó el Proyecto División Andina Fase I (PDA) pasando de 72 a 94 *Ktpd*, lo que ha conducido a que la sección de limpieza y remolienda de la flotación colectiva opere fuera de los rangos normales de operación¹⁸. Este aumento de partículas finas en el concentrado ha provocado problemas en la planta de filtros, acumulando una gran cantidad de material en los pozos de emergencia.

Es por este motivo que se DAND llevó a cabo la instalación de un filtro de disco cerámico para permitir el procesamiento de partículas con granulometrías más finas.

La construcción y el principio de funcionamiento de los filtros de disco cerámico es similar a los filtros de disco convencional, la diferencia es de que las telas de filtro se sustituye aquí por segmentos de cerámica micro porosa¹⁹.

Dentro de las aplicaciones de filtración a vacío con disco cerámico, se permite un tamaño de partícula de 15-150 micrones y una concentración de sólidos en la pulpa mayor a 30%.



Figura 5-45. Filtro de disco cerámico Planta Convencional de Filtros PPC Codelco Andina

La instalación de este filtro en reemplazo de un filtro tambor permite manejar flujos con fracciones finas, de esta manera el concentrado enviado desde la Planta de Retratamiento no presenta un problema operativo en la Planta de flotación Selectiva. Dentro del corto plazo DAND esta evaluando la implementación de un segundo filtro cerámico.

Por otro lado DAND elaboró una propuesta para implementar celdas neumáticas para la flotación de partículas finas, la cual es descrita a continuación²⁰.

- Se propone instalar dos celdas de flotación rápida en serie, que procese el flujo de alimentación a la flotación primaria compuesto por el Concentrado Colectivo + Cola de la Primera Limpieza. Esta celda ha presentado en otros proyectos mineros, excelentes resultados en separación selectiva de Molibdeno del cobre, ya que posee dos principios en uno en la misma celda, permitiendo recuperar partículas ultrafinas ($>25 \mu m$) en la parte superior y partículas gruesas ($< 75 \mu m$) en la parte inferior.

La figura a continuación muestra un diagrama de flujos de la Planta de Flotación Selectiva con dos Celdas Neumáticas operando en serie como Etapa Pre Rougher.

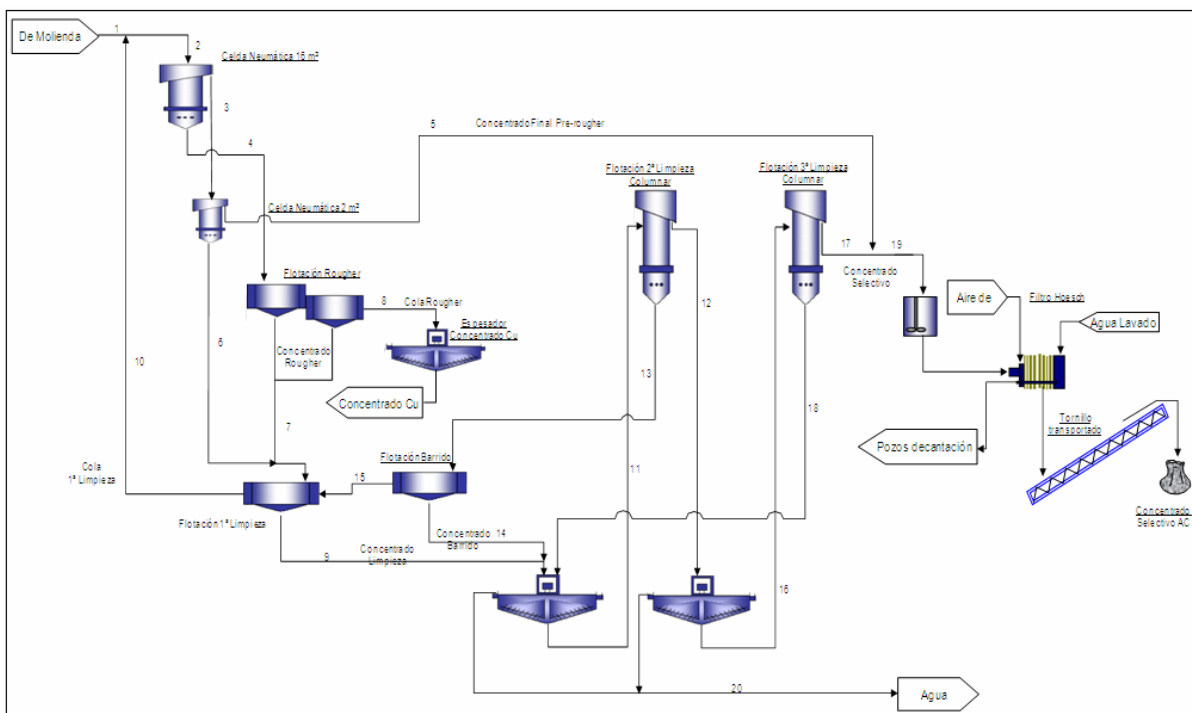


Figura 5-46. Flowsheet Planta Molibdeno Flotación Selectiva Codelco Andina con dos celdas neumáticas en serie.

La implementación de esta propuesta permitirá la recuperación de partículas finas por flotación por lo que la Planta de Retratamiento no presentaría un problema de operación en la Planta de flotación Selectiva.

En relación al funcionamiento de los espesadores se realizó una reunión técnica con los especialistas del área, en la cual se analizó el tema en cuestión entregando como conclusión que la cantidad de flujo que proporciona la Planta de Retratamiento de Piuquenes no presenta un problema para los espesadores debido a que corresponde a un porcentaje muy menor al flujo actual de procesamiento y la condición actual esta diseñada para el tratamiento de granulometrías finas.

5.7.3 Índices de Recuperación Planta Flotación Selectiva

Según el plan de producción de DAND para el año 2011 considerando el proyecto de optimización con dos celdas neumáticas en serie como Pre-Rougher, los índices de recuperación de Cu y Mo se detallan a continuación²⁰:

Tabla 5-26. Análisis Comparativo de la Planta de Flotación Selectiva con y sin Proyecto de Optimización.

Indicadores Metalúrgicos	Planta de Flotación Selectiva con PDA Fase-1		
	Sin Proyecto	Con 1 Celda Neumática como Pre Rougher	Con 2 Celdas Neumáticas, en serie, como Pre Rougher
Tasa Tratamiento, TSPD	102,0	102,0	102,0
Ley Mo Alim Pta, %	0,8280	0,8280	0,8280
Ley Cu Alim Pta, %	29,05	29,05	29,05
Ley Mo Concent Moly, %	47,59	47,82	44,48
Ley Cu Concent Moly, %	6,14	5,46	7,21
Ley Mo Cola, %	0,0789	0,0623	0,0621
Ley Cu Cola, %	29,42	29,43	29,43
Recuperación en Peso, %	1,58	1,60	1,72
Recuperación Moly, %	90,62	92,60	92,63
Recuperación Cobre, %	0,33	0,30	0,43
Concentrado Moly Producido, TPD	38,60	39,25	42,21
Finos Mo Producido, TPD	18,37	18,77	18,78
Finos Cu Producido, TPD	2,37	2,14	3,04

Para la estimación del diseño de la Planta de Retratamiento se consideró los índices de recuperación con el proyecto de optimización considerando 2 celdas neumáticas. De esta manera las recuperaciones globales de cobre y molibdeno considerando los procesos de flotación colectiva y selectiva son:

Tabla 5-27. Recuperaciones Globales Cu y Mo Planta de Retratamiento Piuquenes

Recuperaciones Globales	%
Cobre	56,4
Molibdeno	47,9

6.0 Plan de Cierre y Abandono

Las instalaciones involucradas en el cierre del Tranque Piuquenes son las siguientes²:

- Sistema de distribución de relaves.
- Sistema de recuperación de aguas claras.
- Sistema de desvío de aguas naturales.
- Sistema de recolección de filtraciones.
- Muro principal.
- Sistema para evacuación de crecidas.
- Equipos de Remoción.
- Planta de Retratamiento.
- Conducción de Relaves.
- Conducción de Agua.
- Conducciones de Concentrado.

Las materias de interés relacionadas con el cierre y abandono de las instalaciones del Tranque Piuquenes una vez removido y retratado se relacionan con la estabilidad química en el largo plazo en cuanto al potencial de generar ácido, lixiviación de metales de posibles relaves remanentes.

A continuación se describen las obras de cierre y de mitigación de vulnerabilidades previstas para el presente 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 del lugar.

- Se contempla la completa eliminación del ducto evacuador de aguas claras en la zona que está debajo del muro.

- Se contempla la completa extracción del remanente del muro.

- Luego de acabada toda la remoción de relaves desde el tranque y su posterior tratamiento, la planta instalada para este fin deberá ser completamente desmantelada y su estructura demolida, esto en caso de no proyectar en ella, la posibilidad de retratar los relaves repulpeados desde el tranque de relaves Los Leones.

- Todas las conducciones, ya sean, de relaves, aguas y/o concentrados superficiales, en canaletas o tuberías, deberán ser desmanteladas. Las conducciones mediante tuberías que se encuentren enterradas serán dejadas en el lugar preocupándose de que estos terrenos no presenten grandes desniveles, esto en caso de no proyectar en ella, la posibilidad de retratar los relaves repulpeados desde Los Leones.

Los costos de cierre y abandono se presentan en la Tabla 6-28 y consideran el desmantelamiento de todas las instalaciones superficiales, eliminación del túnel de evacuación de crecidas, obras de manejo y evacuación de aguas, demolición y traslado del 30% de los hormigones existentes y su posterior relleno, desarme y retiro de cajones y estanques de acero, desmantelamiento y retiro de estructuras de acero, retiro de las tuberías superficiales, demolición y retiro de techumbres y elementos de albañilería, desmantelamiento de piscina de emergencia, desenergización y retiro de líneas aéreas del tendido eléctrico y cables en general¹.

Tabla 6-28. Costos de Cierre y Abandono después de retratamiento de Planta

COSTOS DIRECTOS (KUS\$)	3.094
COSTOS DIRECTOS (KUS\$)	2.362
CONTINGENCIAS 30%	1.637
TOTAL (KUS\$)	7.093

7.0 Estimación de Inversiones

7.1 Criterios Generales

Los criterios que se consideran para la estimación de los costos de inversión del presente estudio son los siguientes:

- Para el cálculo de las inversiones se emplearon las estimaciones de otros estudios de Ingeniería de Perfil realizados por División Andina^{1, 21}.
- La Moneda de referencia es el dólar americano, con una tasa de cambio 520\$/US\$, de acuerdo a Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2011²².
- La estimación de inversiones se presenta de acuerdo al siguiente quiebre:
 - Costos Directos de Inversión.
 - Costos Indirectos de Inversión.
 - Contingencia.
 - Costos del Dueño.

7.2 Criterios para Estimación de Costos Directos

Para la estimación de costos directos se consideran los costos directos de 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, costos de flete y costos 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 a empresas y de actualizaciones de precios de Ingenierías de Perfil anteriores, para lo cual se utilizó el Marshall & Swift Equipment Cost Index de Junio del 2011. Detalle se encuentra en el Anexo B, Capítulo “General”.
- Para los equipos menores y materiales relevantes se factorizó en función de porcentajes sobre equipos claves.
- 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 en equipos.

Tabla 7-29. Porcentajes costos directos de Inversión en equipos

Flete Santiago-Los Andes	5,00%
Montaje de bombas, agitadores y filtros	10,00%
Montaje de estanques fondo plano	10,00%
Montaje filtros	10,00%
Montaje de estanques auto-sustentables	10,00%

Los porcentajes de recargo a los costos directos de inversión considerando costo de equipo, fletes y montajes son:

Tabla 7-30. Porcentajes costos de Recargo a los costos de inversión

Estructuras y calderería	3,00%
Piping	5,00%
Instrumentación	10,00%
Fuerza e iluminación	5,00%
Obras civiles	25,00%

7.3 Criterios para Estimación de Costos Indirectos

Los costos indirectos se quiebran de acuerdo a 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 los cuales se aplican sobre el costo total directo.

Tabla 7-31. Porcentajes costos indirectos de inversión

Arriendo Maquinarias	5,00%
Garantías	3,00%
Administración, ingeniería, inspección, puesta en marcha	4,00%
Asistencia de Vendedores	2,00%

7.4 Contingencia

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 30% del valor estimado base, según lo estipulado en el mínimo estándar de Codelco para este nivel de estudios²³.

7.5 Costos del Dueño

Los costos del dueño son valores adicionales a los ya indicados. Incluye apoyo a las compras, licitación de construcción, apoyo de construcción, comisionamiento puesta en marcha, administración de contratos de construcción e ingeniería y soporte de especialistas. Corresponden a un 4% de los costos directos e indirectos.

7.6 Exclusiones

Los siguientes ítems están excluidos de la presente valorización:

- Adquisición de 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.

7.7 Resultados de la Valorización de Inversiones

En la tabla 7-32 se presenta un resumen de la estimación de los costos de capital, considerando un ritmo de tratamiento de 10 *Ktpd* con un plazo de remoción de 10 años. El detalle de las inversiones se presenta en el Anexo C, Capítulo “Evaluación Económica”.

La estimación del costo total de inversión de Pitoneo es de 0,08 *US\$/t* (80% de Adquisición Nacional, 20 % Construcción y Manejo). Este valor se ha estimado considerando datos de estudios en otras faenas mineras. Mayor detalle de esta estimación se encuentra en el Anexo B, Capítulo “Hidráulica”.

Tabla 7-32. Valorización de Inversiones

Cantidad	Descripción	Total US\$
Sistema de Tratamiento		18.455.924,01
	Alimentación pulpa	2.333.429,99
	Molienda	9.553.163,77
	Flotación Pre-Rougher	2.538.791,36
	Flotación Rougher	3.044.610,78
	Flotación Limpieza	985.928,11
Sistema de Espesamiento de Relaves		1.922.876,69
Sistema de Impulsión de Relaves		1.953.550,76
Sistema de Espesamiento de Concentrado		531.904,02
Manejo de Aguas		1.269.983,73
TOTAL COSTOS DIRECTOS DE INVERSION		24.134.239,21
	Estructuras y calderería 3%	724.027,18
	Piping 5%	1.206.711,96
	Instrumentación 10%	2.413.423,92
	Fuerza e Iluminación 5%	1.206.711,96
	Obras Civiles 25%	6.033.559,80
TOTAL COSTOS RECARGOS DE INVERSIÓN		11.584.434,82
Infraestructura		6.871.624,60
Sistema de Remoción		2.640.000
COSTOS DIRECTOS + INFRAESTRUCTURA + SIST.REMOCIÓN		45.230.298,63
	Arriendo Maquinarias 5%	2.261.514,93
	Garantías 3%	1.356.908,96
	Administración, Ingeniería, Inspección, Puesta en Marcha 4%	1.809.211,94
	Asistencia de Vendedores 2%	904.605,97
COSTOS INDIRECTOS		6.332.241,8
Contingencia 30%		15.468.762
Costos del Dueño 4% Costo Directos + Indirectos		2.062.501,62
TOTAL COSTOS US\$		69.093.804,05

8.0 Estimación de Costos de Operación

El presente capítulo tiene por objetivo entregar los resultados de la estimación y valorización de los costos de operación de todas y cada una de las áreas y/o operaciones unitarias que forman parte del presente proyecto.

8.1 Criterios Generales

Para la estimación de los costos de operación en los procesos de repulpeo de relaves del Tranque Piuquenes, en la Planta de Retratamiento (Remolienda – Flotación) y conducción de concentrado y relave, se consideraron siguientes criterios:

- Los costos de operación relacionados con el proceso se desglosan en:
 - Costos de operación fijos que incluyen costos de mano de obra y gastos generales fijos.
 - Costos operativos variables incluyen reactivos, elementos sujetos a desgaste, transporte y mantenimiento.
- Las tarifas utilizadas para energía, potencia, insumos y materiales (bolas, cal, reactivos de flotación etc.) fueron tomadas de las OO CC 2011²².
- Los costos indicados no incluyen el filtrado y los costos asociados a etapas posteriores en Saladillo.
- La operación y mantención, tanto de remoción como de concentración será por parte de una empresa externa, la cual debe contar con experiencia probada en operaciones mineras. El contrato DAND/Empresa externa no debe ser inferior a 2 años de duración.
- Se considera un 30% del total de los costos de operación del tranque, como gastos generales y utilidades de la empresa contratista. Esta estimación se realizó tomando

como referencias datos de operación en otras faenas mineras las cuales utilizan remoción hidráulica mediante pitoneo¹⁶.

- Se considera un 7% del total de los costos de operación acumulado, como gastos generales de la empresa contratista, y un 8% del mismo valor acumulado, como utilidades de la empresa, para la planta de Retratamiento¹.
- La mano de obra para las tareas operativas y de mantención, estará a cargo de personal de la empresa contratista. En la supervisión del Tranque se considera un especialista (DAND).

La modalidad de operación considera personal por 12 horas por turno. Con esto se tiene una persona en su lugar de trabajo, un contraturno y dos personas en descanso por cada puesto de trabajo.

8.2 Criterios de Estimación de Mano de Obra

El costo de mano de obra se estima en base a la dotación y las tarifas por categoría, considerando todos los gastos de leyes sociales, vacaciones, etc. Los valores para personal propio DAND y tercerizado son los siguientes:

- Rol profesional (Persona supervisión DAND) : 93,87 *kUS\$/a*
- Supervisor (Personal Contratista): : 56,3 *kUS\$/a*
- Operador (Personal Contratista) : 24,75 *kUS\$/a*
- Mantenedor (Personal Contratista) : 24,75 *kUS\$/a*

De acuerdo con las operaciones unitarias requeridas, se considera contar con una dotación de 5 personas para la operación del tranque, un total de 25 personas para la Planta de Retratamiento, 8 personas para mantención. La Tabla 8-33 presenta un resumen con la dotación de personal estimado y el costo de la mano de obra.

Tabla 8-33. Dotación de personal estimado y costo de la mano de obra

TRANQUE	Rol Profesional	Operador	Total Tranque (KUS\$/a)
Supervisor (DAND)	1	-	93,87
Pitonero	-	4	99
PLANTA	Rol Profesional	Operador	Total Tranque (KUS\$/a)
Jefe Turno	4	-	225,2
Ingeniero Planificación	1	-	56,3
Op. Sala Control	-	4	99
Op. Molienda	-	4	99
Op. Flotación / Reactivos	-	4	99
Op. Relave / Bombeo	-	4	99
Op. Despacho Concentrado	-	4	99
MANTENCIÓN	Rol Profesional	Operador	Total Tranque (KUS\$/a)
Mecánicos	-	4	99
Eléctricos	-	2	49,5
Instrumentista	-	2	49,5
TOTAL	6	38	1167,37

8.3 Criterios de Estimación de Materiales de Operación

Los costos de los materiales de operación o insumos a utilizar se han estimado para ambas operaciones involucradas, Repulpeo de Relaves y Planta de Retratamiento (Remolienda y Flotación). Estos son:

8.3.1 Energía Eléctrica

El consumo de energía se estimó considerando la sumatoria de los consumos calculados para los principales equipos del proceso involucrado, considerando la potencia instalada, factores de consumo y eficiencia de motores, además del tiempo de operación efectivo.

Respecto del Tranque se consideró principalmente los gastos del bombeo del relave hacia la Planta y el bombeo de agua desde los pozos.

En la Planta de Retratamiento los principales gastos están en la remolienda de relaves, las celdas de flotación y el bombeo de relaves de la Planta hacia la canaleta existente, que conducirá los relaves hacia el Tranque Ovejería.

El costo unitario considerado es de 82,5 *US\$/MWh* para la energía consumida y de 14,8 *US\$/MWh* para la potencia instalada. Ambos valores se obtienen de la OOC de Codelco. (Detalle Anexo C, Capítulo “Evaluación Económica”).

8.3.2 Medio Moledores

Para la molienda de arenas en la Planta de Retratamiento de relaves se ha estimado un consumo de 25,54 *g* de bolas de remolienda por cada tonelada de arenas tratada. Este valor ha sido extrapolado de benchmarking de molienda fina y remolienda de concentrados. El precio unitario considerado es de 4.000 *US\$* por tonelada de bolas para remolienda²⁴.

8.3.3 Reactivos

Los siguientes reactivos han sido considerados en la operación de la planta de tratamiento de relaves, principalmente en la etapa de Flotación de Arenas²⁴.

Cal

El consumo específico de cal estimado es de 0,5 *kg* por tonelada de relave tratado y su precio unitario por tonelada es de 160 *US\$*.

Colectores

El consumo específico de colectores se ha considerado en 5 g por cada tonelada de arenas. El precio unitario por kg de colector se considera 3,69 US\$.

Espumante

El consumo específico de espumante se ha considerado en 5 g por tonelada de arena. El precio unitario del insumo por cada kilogramo se considera de 2,21 US\$.

Floculantes

En la etapa de espesamiento de pulpa, relaves y concentrado se considera un consumo específico de floculante de 10 gramos por tonelada de relaves proveniente de la flotación de arenas. El precio unitario de este insumo por cada kg se considera en 4,29 US\$.

Se considera un ítem “Otros”, para insumos tales como combustible, lubricantes, mantención caminos, etc., el cual corresponde aun 5% del costo global de la etapa de Repulpeo de Relaves. El detalle de consumos y costos por ítems se puede ver en la Tabla 8-34 para la Planta de Retratamiento de relaves.

Tabla 8-34. Costo consumos y materiales de operación Planta de Retratamiento de Relaves

DESCRIPCIÓN	COSTO (kUS\$/a)
Energía Eléctrica	4783,98
Energía	3759
Potencia Instalada	1024,98
Bolas	306,485
Reactivos	655
Cal	240
Espumante	33
Colector	55
Floculante	327
OTROS	33
TOTAL INSUMOS	5.778,465

8.4 Criterios de Estimación de Materiales y Repuestos

Los criterios considerados para los costos de Materiales y Repuestos tanto para el repulpeo de relaves del Tranque Piuquenes, como para la Planta de Retratamiento (Remolienda y Flotación), se mencionan a continuación.

8.4.1 Mantenimiento de Pozos

El costo de mantenimiento anual considerado para los pozos es de 20 *kUS\$*¹.

8.4.2 Mantenimiento Molino

En la etapa de molienda de arenas se considera un desgaste del revestimiento del molino se estima en 0,03 *kg* por tonelada de arenas. Este valor ha sido extrapolado de Benchmarking de Molienda fina y remolienda de concentrados.

El precio unitario es de 1.988 *US\$* por tonelada de revestimiento.

Además por motivos de mantenimiento del sistema motriz del molino se ha considerado 2% del costo de inversión del molino¹².

8.4.3 Equipos de Proceso

Para la mantención de las celdas convencionales, celda Jameson, bombas, estanque de alimentación y espesadores se estima un porcentaje de 4% del costo de inversión del equipo^{1, 12}.

8.4.4 Otros

Contempla un 3 % del costo total para la Planta de Retratamiento¹.

El detalle de consumos y costos por ítems pueden verse en la Tabla 8-35 para la Planta de Retratamiento de relaves.

Tabla 8-35. Costos materiales y repuestos Planta de Retratamiento de Relaves

DESCRIPCIÓN	UNIDAD	COSTO
Molinos	kUS\$/a	335
Celdas de Flotación Convencional	kUS\$/a	101,2
Celdas de Flotación Neumática	kUS\$/a	67,8
Estanques	kUS\$/a	70,5
Espesadores	kUS\$/a	103,6
Otros	kUS\$/a	20,3
TOTAL MATERIALES Y REPUESTOS	kUS\$/a	698,4

8.5 Criterios de Estimación Pitoneo y Transporte de Concentrado

La estimación del costo de Pitoneo por tonelada removida es de 0,5 US\$/t (Costo Operacional, Energético y de Mantenimiento). Este valor se ha estimado considerando datos de estudios en otras faenas mineras. Mayor detalle de esta estimación se encuentra en el Anexo B, Capítulo "Hidráulica".

8.6 Resultados Costos de Operación

Finalmente un resumen de los costos de operación estimados por partida y contingencias (5% para pitoneo y Planta de Retratamiento y transporte de concentrado) se muestra a continuación.

Tabla 8-36. Costos Totales de Operación Tranque y Planta de Retratamiento

REPULPEO TRANQUE PIQUENES	kUS\$/a	US\$/t relave
Tranque	1.500	0,5
Contingencia (5%)	75	0,025
Gastos Generales y Utilidades (30%)	450	0,15
TOTAL TRANQUE	2.025	0,675
PLANTA DE TRATAMIENTO RELAVES		
	kUS\$/a	US\$/t relave
Planta	7.644,235	2,54
Contingencia	382, 212	0,13
SUB-TOTAL PLANTA	8.026,447	2,67
Gastos Generales Empresa 3° (7%)	561,85	0,18
Utilidades Empresa 3° (8%)	642,115	0,21
TOTAL PLANTA	9.230,412	3,06
TOTAL	11.255,412	3,735

8.6.1 Comentarios

De los resultados anteriores se puede apreciar que el costo asociado a la operación de repulpeo y tratamiento de relave mediante remolienda-flotación, es cercano a los 11,3 *MUS\$/a*, con un costo unitario cercano a los 3,7 *US\$/t relave*.

9.0 Evaluación Económica

El siguiente capítulo presenta los antecedentes y criterios utilizados para la evaluación económica del proyecto, así como también los resultados obtenidos. Mayor detalle de las especificaciones, cálculos y Orientaciones Comerciales de Codelco podrán ser encontradas en el Anexo C, Capítulo “Evaluación Económica”.

9.1 Criterios de Evaluación

- Los ingresos por venta fueron estimados de acuerdo a lo indicado en las Orientaciones Comerciales 2011 para presentación de proyectos de inversión, metodología que se detalla en el Anexo C, Capítulo “Evaluación Económica”.
- La Evaluación Económica del Proyecto se realizó en base al Valor Actualizado neto (VAN).
- El rango de precisión del proyecto a este nivel de desarrollo se sitúa entre un +/- 30 a 35%, por lo que en la siguiente etapa de ingeniería se deben realizar cálculos más detallados para disminuir a un rango de +/- 20 a 25%.
- No se incluye en el análisis aspectos tributarios y de financiamiento externo. De acuerdo a las condiciones de Codelco para este tipo de Ingeniería.

Además, se han considerado los siguientes criterios y parámetros específicos del proyecto:

- El período de evaluación del proyecto es de 11 años.
- Se considera una tasa de descuento de 8%, según Antecedentes Planificación 2011, Abril 2011, Codelco.
- Se considera que el 100% de las inversiones se financian con Capital Propio.

- La evaluación se efectúa considerando como año 0 el inicio del año 2011.
- Los años 2011 y 2012 se consideran inversiones en ingenierías, en los años 2013 y 2014 se distribuyeron los costos de la inversión inicial para la implementación y construcción de las obras.
- El valor residual del proyecto se calculó en base a los equipos de la planta considerando un 40% del costo ellos en el año 2026¹.
- Se considera un costo de cierre del proyecto en el año 2026, calculando en base a las obras necesarios para el cierre de la planta.

9.2 Estimación de Ingresos Netos

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

9.2.1 Niveles de Producción

La producción de cobre anual estimada corresponde a 3.891,6t Cu/a. Para el caso de molibdeno, la producción anual estimada corresponde a 79,035t Mo/a.

9.2.2 Costos de Operación

A continuación me muestran los costos de operación del proyecto utilizados en la Evaluación Económica.

Tabla 9-37. Resumen Costos de Operación

Período	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Costo (KUS\$/a)	11.255,4	11.272,2	11.289,1	11.306	11.322,9

Período	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11
Costo (KUS\$/a)	11.339,8	11.356,8	11.373,8	11.390,8	11.407,8	11.424,91

9.2.3 Estimación de Precios

Cobre

Para complementar el desarrollo de la Evaluación Económica se han calculado los ingresos del proyecto, considerando los siguientes criterios generales:

Los ingresos se calculan utilizando como precio del cobre los siguientes valores, según Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2011, Codelco²².

Tabla 9-38. Precios del Cobre según Antecedentes Planificación 2011 Codelco

Parámetro		2015	2016	2017	Largo Plazo
Precios Cu					
Nivel Inferior	(USc/lb)	231	222	216	206
Nivel Medio	(USc/lb)	275	266	260	250
Nivel Superior	(USc/lb)	323	314	308	297

De estos valores se considera el Nivel Medio del precio del cobre, considerando posteriormente sensibilizar el proyecto con respecto a los Niveles Superior e Inferior.

El detalle de los precios calculados para el concentrado de cobre, según el precio de cobre Nivel Medio, se muestra en la Tabla 9-40 y para los distintos escenarios del precio en la Tabla 9-41, considerando los mismos descuentos aplicados²⁵:

Tabla 9-39. Precios unitarios por tonelada de concentrado Cu

AÑO	Unidad	2015	2016	2017	Largo Plazo
Nº Año		1	2	3	4
Producción Cu anual	t	3.891,6	3.891,6	3.891,6	3.891,6
	Lb	8.579,89	8.579,89	8.579,89	8.579,89
Precio Cu (Nivel Medio)	US\$/lb	2,75	2,66	2,60	2,50
	US\$/tm	6.063	5.864	5.732	5.512
Descuentos					
Descuento Combinado	USc/lb	-31,3	-28,79	-28,79	-28,79
Deducción Metalúrgica	USc/lb	-9,35	-9,04	-8,84	-8,50
Crédito plata	USc/lb	5,58	4,30	4,30	4,30
Crédito Oro	USc/lb	0,00	0,00	0,00	0,00
Penalidad As	USc/lb	-0,08	-0,08	-0,08	-0,08
Sub Total Base Fundición/Refinería Externas	USc/lb	-35,15	-33,61	-33,41	-33,07
Flete y Seguros Paridad MJP	USc/lb	-13,11	-13,11	-13,11	-13,11
Comisiones de Ventas	USc/lb	-0,09	-0,09	-0,09	-0,09
Muestreo, Análisis	USc/lb	-0,09	-0,09	-0,09	-0,09
Costo Financiero (35 días)	USc/lb	-0,82	-0,79	-0,77	-0,74
Descuento Total Base FOB Usc/lb	USc/lb	-49,3	-47,4	-47,5	-47,1
DESCUENTO TOTAL BASE FOB US\$/Tmf	US\$/Tmf	1.085,90	1.051,50	1.046,50	1.038,20
Transporte Concentrado (Planta-Puerto)	US\$/tm	13,6	13,6	13,6	13,6
Precio final Concentrado Precio Cu-Descuentos	US\$/t	4.964	4.798,90	4.671,9	4.460,20

Tabla 9-40. Precios unitarios por tonelada de concentrado Cu Nivel Superior e Inferior

AÑO	Unidades	2015	2016	2017	Largo Plazo
Nº Año		1	2	3	3
Precio Cu (Nivel Superior)	US\$/lb	3,23	3,14	3,08	2,97
	US\$/t	7.121	6.923	6.791	6.548
Precio final Concentrado Precio Cu-Descuentos	US\$/t	6.022	5.857,90	5.730,90	5.496,20

AÑO	Unidades	2015	2016	2017	Largo Plazo
Nº Año		1	2	3	3
Precio Cu (Nivel Inferior)	US\$/lb	2,31	2,22	2,16	2,06
	US\$/t	5.092,92	4.894,5	4.762,2	4.541,74
Precio final Concentrado Precio Cu-Descuentos	US\$/t	3.993,42	3.829,4	3.702,1	3.489,94

Molibdeno

Los ingresos se calcularán utilizando como precio los siguientes valores de los Antecedentes Económicos y Comerciales para Planificación 2011, Codelco Chile²².

Tabla 9-41. Precios del Molibdeno según Antecedentes Planificación 2011 Codelco

Parámetro		2015	Largo Plazo
Precio Mo	(US\$/kg)	38	30

El detalle de los precios calculados por cada kilogramo de molibdeno se indica en la siguiente tabla²⁵:

Tabla 9-42. Precios unitarios por kilo de concentrado Mo

AÑO	Unidades	2015	2016 en adelante
Nº Año		1	2
Producción Cu anual	t	79,035	79,035
	Kg	79.035	79.035
Precio Cu (Nivel Medio)	US\$/kg	38	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/Maquilador/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 Cu-Descuentos	US\$/kg	35,68	27,68

9.2.4 Ingresos del Proyecto

A continuación se muestran los valores de ingresos por venta de productos en la Tabla 9-44, tanto para el precio de cobre Nivel Medio como para los escenarios a sensibilizar.

Tabla 9-43. Ingreso unitario por venta Concentrado Cobre y Molibdeno

AÑO	Unidades	2015	2016	2017	Largo Plazo
Nº Año		1	2	3	4
Proyecto					
Concentrado Cobre (Nivel Medio)	MUS\$/a	19,318	18,675	18,181	17,357
Concentrado Molibdeno	MUS\$/a	2,82	2,187	2,187	2,187
Ingreso Total	MUS\$/a	22,138	20,862	20,368	19,544
Sensibilización					
Concentrado Cobre (Nivel Superior)	MUS\$/a	23,435	22,797	22,302	21,389
Concentrado Molibdeno	MUS\$/a	2,82	2,188	2,188	2,188
Ingreso Total Sensibilización	MUS\$/a	26,255	24,985	24,49	23,577
Sensibilización Inferior					
Concentrado Cobre (Nivel Inferior)	MUS\$/a	15,541	14,902	14,407	13,581
Concentrado Molibdeno	MUS\$/a	2,82	2,188	2,188	2,188
Ingreso Total Sensibilización	MUS\$/a	18,361	17,09	16,595	15,769

9.3 Resultados de Evaluación Económica y Sensibilidad

Se incluye como parte del alcance de este proyecto la valorización de la opción vigente (abandono) como un beneficio de la evaluación económica, correspondiendo a un costo de inversión y de operación el no realizar obras de repulpeo en el Tranque Piuquenes.

Los resultados de la evaluación económica del proyecto corresponden a un VAN de 44,39 MUS\$, considerando la inversión, los costos de operación y los ingresos para el precio del Cobre Nivel Medio y Molibdeno.

Para la sensibilización del proyecto con respecto a la variación de los precios del Cobre se obtuvieron los resultados que se muestran a continuación, los cuales muestran lo sensible que es la rentabilidad del proyecto a la variación de precio del cobre.

Tabla 9-44. Resumen Evaluación Económica

Parámetros	VAN (MUS\$)
Precio Cu Nivel Superior	67,42
Precio Cu Nivel Medio	44,39
Precio Cu Nivel Inferior	22,99

El detalle de los flujos de caja para la evaluación económica se encuentra en el Anexo C, “Capítulo Evaluación Económica”.

9.4 Evaluación Repulpeo sin Planta de Retratamiento

A continuación se presenta el costo inversional de realizar la extracción del tranque Piuquenes sin obtener un beneficio económico mediante una planta de Retratamiento, enviando el material directamente a la canaleta de relaves actual de la División.

Tabla 9-45. Costo Inversional Extracción Tranque sin Planta de Retratamiento

Adquisición, Flete y Montaje	MUS\$	7,027
Construcción, Infraestructura	MUS\$	1,446
Ingeniería, Administración, Arriendos	MUS\$	1,185
Contingencia	MUS\$	2,897
Costos del Dueño	MUS\$	0,322
Capex Total	MUS\$	12,877

A continuación me muestran los costos de operación del proyecto utilizados en la Evaluación Económica.

Tabla 9-46. Resumen Costos de Operación Extracción sin Planta de Retratamiento

Período	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5
Costo (MUS\$/a)	3,669	3,674	3,679	3,684	3,689

Período	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11
Costo (KUS\$/a)	3,694	3,699	3,704	3,709	3,714	3,719

Realizando la evaluación económica considerando el beneficio del costo del Plan de Cierre y Abandono se obtiene un VAC de -33,43 MUS\$. El detalle de este resultado se encuentra en el Anexo C, Capítulo “Evaluación Económica.”

9.5 Evaluación Plan de Cierre sin Planta de Retratamiento

Una de las opciones frente al problema presentado en el Tranque Piuquenes consiste en llevar a cabo un Plan de Cierre y Abandono el cual no realiza obras ni de repulpeo y de beneficio económico del mineral depositado. De esta manera las obras consisten en asegurar la estabilidad del tranque y sellar completamente las instalaciones asociadas. Según un estudio realizado por División Andina estas obras tienen costo de inversión de 63,995 MUS\$ y costo operacional de 0,603 MUS\$ producto de los 3 años en los cuales se realiza el plan de cierre terminando la obras el año 2017. Realizando la evaluación económica de esta opción se obtiene un VAC de -52,97 MUS\$. Mayor detalle de este estudio se encuentra en el Anexo D, Capítulo “Antecedentes Previos”.

10.0 Conclusiones

El Tranque de relaves Piuquenes presenta en la actualidad una situación de vulnerabilidad de estabilidad, lo cual hace necesario efectuar obras de tratamiento o plan de cierre. El estudio realizado en este proyecto contempló repulpear el mineral depositado en el tranque con importantes leyes de cobre y molibdeno, para de esta manera obtener beneficio económico de ellos mediante la implementación de una Planta de Retratamiento con nuevas tecnologías de concentración de minerales.

Se realizaron pruebas de laboratorio para evaluar estas tecnologías en comparación de equipos convencionales. Los resultados demostraron una mayor eficiencia energética y mayor recuperación de cobre y molibdeno del molino inerte IsaMill en comparación del molino de bolas. En el caso de las celdas de flotación se demostró mediante las pruebas que las celdas mecánicas convencionales obtienen altas recuperaciones en los concentrados pero leyes muy bajas, para lo cual se necesitaría de una gran cantidad de etapas que entreguen un concentrado con una ley final de 26%. En comparación la celda neumática Jameson obtuvo buenos índices de recuperación con leyes muy cercanas a la de concentrado final. De esta manera se realizó el diseño de una Planta utilizando las tecnologías planteadas para tratar 10.000 *t/día* de mineral.

Al evaluar el proyecto se evidenció que los ingresos generados presentan viabilidad económica dado un VAN positivo de 44,39 MUS\$, sin considerar los beneficios ambientales y estratégicos. En comparación con las opciones de sólo repulpeo del tranque y plan de cierre y abandono, el escenario de implementación de una Planta de Retratamiento tiene mayor viabilidad económica, presentando las opciones alternativas resultados de evaluación con un VAC de -33,43 MUS\$ y -52,97 MUS\$ respectivamente.

Dada la importancia de los resultados obtenidos como proyección futura, se podría considerar implementar y/o transferir la tecnología seleccionada en otros recursos marginales de baja ley ya sea tranques de relaves u otros materiales como los sulfuros de baja ley desde los lastres de las minas a Rajo Abierto de Codelco, mejorando las condiciones medioambientales y disponiendo de sectores que podrían permitir su uso para

otras aplicaciones del proceso. A su vez se podrían considerar las tecnologías para el proceso actual de producción de División Andina en la Planta de Flotación Colectiva, debido a las características de mayores recuperaciones de partículas finas y ultrafinas.

La posición competitiva del proyecto está respaldada por la obtención de los siguientes beneficios:

- Permite el levantamiento de vulnerabilidades y mitigación de pasivos ambientales identificados en el Tranque Piuquenes, volviendo el cauce del Río Blanco a su estado natural.
- El espacio disponible luego del retiro del tranque Piuquenes proporciona la posibilidad de generar un reservorio de agua que podría alimentar los requerimientos del PDA Fase II, evitando la impulsión de aguas desde el tranque de relaves Ovejerías.
- La implementación del proyecto traería consigo beneficios comerciales por la remoción de Cobre y Molibdeno, lo que permite complementar el plan de Producción de la División y obtener los beneficios económicos asociados.
- Permite como opción futura el tratamiento de otros recursos marginales en la División, como el Tranque de relaves Los Leones con 210 millones de toneladas aproximadamente con una ley media de Cu de 0,18%, así como los recursos marginales de sulfuros de baja ley con 300 millones de toneladas aproximadamente con una ley media de 0,35%.
- Finalmente, el proyecto es la mejor alternativa técnico-económica para remover en forma segura el depósito, comparativamente con el Plan de Cierre Vigente y la alternativa de sólo efectuar repulpeo.

11.0 Comentarios y Recomendaciones

Se recomienda llevar a cabo estudios de Ingeniería Conceptual para el Retratamiento de mineral del Tranque Piuquenes tomando en cuenta los resultados obtenidos en el presente estudio.

Dentro de los alcances que se podrían incluir es esta ingeniería se encuentran los siguientes aspectos:

- Realizar una mayor cantidad de sondajes en el Tranque para obtener un mayor conocimiento de la mineralogía y las leyes disponibles.
- Realizar un plan de pruebas a escala piloto con las tecnologías propuestas con mineral del Tranque.
- Realizar estudio para obtener mayor información del tonelaje del Tranque Piuquenes.
- Realizar estudio sobre el potencial y beneficio económico de recuperar otros metales de interés.
- Incluir el estudio de Ingeniería de extracción del Tranque mediante la técnica de repulpeo hidráulica mediante pitones.

Bibliografía

- ¹ Ingeniería de Perfil: “Remoción y Tratamiento Piuquenes de División Andina”. JRI Ingeniería, Junio 2010.
- ² Ingeniería Conceptual: “Plan de Cierre Concurrente Tranque Piuquenes”. REG Estudios de Ingeniería Ltda, Diciembre 2009.
- ³ Informe Final: “Caracterización química y mineralógica de muestras testigos de sondajes de relaves de tranque Piuquenes. CIMM, Diciembre 2004.
- ⁴ Xstrata Technology, “About us”. [Dated] March 2011, [Avalaible online]: <http://www.xstratatechnology.com/EN/AboutUs/Pages/AboutUs.aspx>
- ⁵ Catálogo *IsaMill™*, Rompiendo Los Límites: “*Molienda de alta intensidad y con alta eficiencia energética, que proporciona soluciones versátiles a la industria de procesamiento de minerales*”. Xstrata Technology, 2009.
- ⁶ Catálogo Celda Jameson, Emergiendo Ante el Desafío: “*Tecnología de flotación robusta, eficiente y de alta intensidad*”. Xstrata Technology, Noviembre 2010.
- ⁷ Informe: “Antecedentes Geológicos y Metalúrgicos Sondajes Tranque Piuquenes”. Superintendencia de Geología Codelco Chile División Andina, Octubre 2010.
- ⁸ Informe Final: “Caracterización Mineralogía para relaves del Proyecto Tranque Piuquenes”. SGS Lakefield Research, Junio 2011.
- ⁹ Informe Final: “Ensayos de Flotación con Remolienda en Molino IsaMill. SGS Lakefield Research, Junio 2011.
- ¹⁰ Informe: “Resultados Pruebas flotación Mineral Tranque Piuquenes, Superintendencia de Geología, Codelco Andina, Agosto 2010.
- ¹¹ Propuesta de Estudio, “Programa de Pruebas de Molienda y Flotación. Xstrata Technology, Octubre 2010.
- ¹² González, Cristián, Resultados Programa de Pruebas Celda Jameson Proyecto Andina Piuquenes. Xstrata Technology, 10 Junio 2011.
- ¹³ Estudio de Perfil: “Remoción Hidráulica Tranque Piuquenes”. Fraser Alexander, 12 Enero 2011.

-
- ¹⁴ Sepúlveda, Jaime Leonel Gutierrez.1986. Dimensionamiento y Optimización de Plantas Concentradoras Mediante Técnicas de Modelación Matemática, Centro de Investigación Minera y Metalúrgica.
- ¹⁵ Memoria Técnica: “Proyecto de Explotación de relaves contenidos en los embalses Barahona y Cauquenes. Fraser Alexander, Diciembre 2006.
- ¹⁶ Ingeniería de Perfil: “Proyecto Tratamiento Relaves Embalses Barahona y Cauquenes”. Codelco Chile División el Teniente, Mayo 2008.
- ¹⁷ Nuñez, Rodrigo. “Plan de Finos PR2011 V52 Nuevo Traspaso”. Codelco Andina, Mayo 2011.
- ¹⁸ Informe: “Avance de puesta en marcha Proyecto PDA Fase I”, Comité Gestión Divisional Codelco Andina, 13 Julio 2010.
- ¹⁹ Varas, Luis. “Filtro a Vacío con Disco Cerámico. GTA Ingeniería y Construcciones. Mayo 2011.
- ²⁰ Informe: “Proyectos Superintendencia Planta de Productos Comerciales 2011”, SPPC Codelco Andina, 2011.
- ²¹ Servicios de Asesoría Técnica: “Proceso de Licitación de Tratamiento de Relaves Frescos”. Alquimia, Junio 2010.
- ²² Orientaciones Comerciales y Parámetros de Planificación 2011. Gerencia Corporativa de Estudios y Diseño Estratégico Vicepresidencia Corporativa de Comercialización Codelco Chile, Abril 2010.
- ²³ Informe: Estudios de Respaldo Proyectos de Inversión Etapas Preinversionales, Codelco Chile, Diciembre 2008.
- ²⁴ Proyección Precios Insumos Relevantes 2010-2016 y Largo Plazo. Informe Gerencia de Abastecimiento Codelco Chile, Septiembre 2010.
- ²⁵ Orientaciones Comerciales 2011, Ventas de Cobre y Subproductos Codelco Chile. Período 2010- 2016 y Largo Plazo. VCO Gerencia Corporativa de Planificación Comercial y Subsidiarias, Mayo 2010.

Glosario de Términos

- Aguas Abajo:** Sector posterior a una instalación respecto de un punto con el observador ubicado en la dirección del flujo.
- Aguas Arriba:** Sector anterior a una instalación respecto de un punto con el observador ubicado en la dirección del flujo.
- Benchmarking:** El benchmarking es un proceso sistemático y continuo para evaluar los productos, servicios y procesos de trabajo de las organizaciones que son reconocidas como representantes de las mejores prácticas, con el propósito de realizar mejoras organizacionales.
- Costo de Reposición:** Estimación del valor que alcanzará el reemplazo o reparación del equipo, obra o instalación dañado. Incluye arriendo temporal de equipos, gastos asociados a situaciones de emergencia (HH extras, asesorías, personal adicional, entre otros), gastos por remediaciones, multas, compensaciones, etc. Su medición es en US\$.
- Costos Fijos:** Son aquella parte de los costos que no varían al aumentar o disminuir el nivel de tratamiento. Los costos fijos se miden en US\$/TMF o en US\$/ TM Tratada.
- Costos Variables:** Son aquella parte de los costos de producción que varían en cierta proporción a medida que se aumenta o disminuye el nivel de tratamiento. Los costos variables se miden en US\$/TMF o en US\$/TM Tratada.
- Disponibilidad:** Porcentaje del tiempo en que un equipo o proceso es capaz de estar efectivamente en operación. También corresponde a la máxima utilización que el equipo o proceso es capaz de soportar.

-
- P_{80} : Tamaño de partícula el cual permite que un 80% del mineral de alimentación pase a la etapa de producto al ser separada por una malla de corte característica.
- 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 utilizations 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	:	Costos de Capital
CIMM	:	Centro de Investigación Minera y Metalúrgica.
Cu	:	Cobre
CuS	:	Cobre Soluble
CuT	:	Cobre total
DAND	:	División Andina
EPCM	:	Ingeniería, Adquisición, Administración y Construcción
Fe	:	Fierro
GRMD	:	Gerencia de Recursos Mineros y Desarrollo
HDPE	:	High Density Polyethylene (Polietileno de alta intensidad)
JRI	:	Consultora de Ingeniería
Mo	:	Molibdeno
MoT	:	Molibdeno Total
Molymet	:	Empresa Molibdenos y Metales
OPEX	:	Costos de Operación
PDA	:	Proyecto División Andina
PEM	:	Puesta en Marcha
PMA	:	Particle Mineralogical Analysis (Análisis mineralógico de Partícula)
REG	:	Consultora de Ingeniería
S	:	Azufre
SGS	:	Consultora de Ingeniería
TMF	:	Tonelada métricas de fino
TM tratada	:	Tonelada métrica de mineral seco procesado
US\$:	Dólar Americano
VAN	:	Valor Actual neto
VAC	:	Valor Actual de los Costos