





**UNIVERSIDAD DE CHILE  
FACULTAD DE CIENCIAS FÍSICAS Y MATEMÁTICAS  
DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS**

**INGENIERÍA CONCEPTUAL PROYECTO SANTA ANDREA**

**MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS**

**BERNABÉ ANDRÉS LÓPEZ TAVERNE**

**PROFESOR GUÍA:  
EDUARDO MAGRI VARELA**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN  
WILLY KRACHT GAJARDO  
JAIME CHACÓN FERNÁNDEZ**

**SANTIAGO DE CHILE  
ABRIL DE 2011**



## RESUMEN

Esta memoria de título tiene como objetivo realizar el estudio de Ingeniería Conceptual del proyecto Santa Andrea, ubicado en la comuna de Pencahue, VII región del Maule. El proyecto Santa Andrea comprende dos grupos de pertenencias, cuyo dueño es la Compañía Minera y Comercial Santa Andrea. Es un depósito de oro y cobre en forma de vetas silicificadas con orientación este-oeste, que han sido mapeadas, analizadas y perforadas en sucesivas campañas de exploración, que datan desde 1989, cuando se solicitó el primer grupo de pertenencias. El proyecto se divide en dos zonas, este y oeste distantes unos 500 m a lo largo de la corrida de las vetas.

Durante este estudio, se realizó el modelamiento geológico y la estimación de los recursos por el Sr. Marcos Valencia, experto en yacimientos vetiformes de oro, que sirvió como elemento de entrada para el diseño minero y la evaluación económica.

Por requerimiento del dueño se realizó el estudio de dos casos de negocios: 1) Procesamiento propio 2) Venta de mineral de mina a un poder de compra de ENAMI.

La elección del método de explotación se realizó utilizando el criterio de maximizar el Valor Actual Neto (VAN). Se evaluaron dos alternativas para cada caso de negocio: minería a cielo abierto y minería subterránea. Para la evaluación de cielo abierto se utilizó el programa computacional *Whittle*; para minería subterránea se utilizó el método *Montaña de Valores*, que calcula VAN para diferentes tonelajes diarios y leyes de corte. En ambos casos de negocio el método de rajo abierto mostró ser más competitivo.

La evaluación económica se realizó utilizando costos de inversión y operación obtenidos de la visita a una faena similar, además de la opinión de expertos y escalamiento de otras faenas. Para realizar la evaluación económica se crearon distintos escenarios de producción (recuperaciones, costos, leyes, etc.) y escenarios de precios. Luego, se evaluaron combinaciones de ambos escenarios. Los resultados de la evaluación económica indican que el proyecto es rentable en ambos casos de negocio, en gran parte de las combinaciones de escenarios (VAN promedio = 6.35 *MUSD* caso 1; 0.31 *MUSD* caso 2). Debido a que la evaluación demostró que el proyecto es viable, se recomienda el paso a la siguiente etapa de Ingeniería de Estudio de Alternativas.

Finalmente, se realizó un análisis de riesgo que identificó todos los riesgos que afectan al proyecto y propuso medidas de mitigación y control. Los riesgos críticos son fundamentalmente ambientales, de seguridad, permisos y aspectos legales. El riesgo técnico más importante para el caso de negocio es la recuperación en la zona superior. La propuesta de utilizar relaves en pasta disminuye en gran parte los riesgos ambientales.



## ABSTRACT

The objective of this work is to perform the Conceptual Study of the Santa Andrea Project, located in the coastal range of Maule Region, Chile. The Santa Andrea project comprises two groups of exploitation properties, fully owned by Compañía Minera y Comercial Santa Andrea. The project is a gold/copper vein deposit with east-west orientation, and it has been mapped, analyzed and drilled since 1989 in successive exploration campaigns. There are two main target zones, the west and east separated by some 500 *m* along the veins strike.

For the mine design and economic valuation, it was performed a geological modeling and resources estimation, both by Mr. Marcos Valencia senior geologist and with a large background in estimating vein-like gold deposits.

There were assessed two business cases, as an owner requirement. The first case considers processing the mineral in an own facility and the second to sell the mineral ROM to an ENAMI plant.

The methodology to choose the mining method was to maximize NPV. There were two alternatives: open pit and underground mining. *Whittle* software was used to evaluate the open pit option and the *Hills of Value* methodology was used in the underground case. The *Hills of Value* methodology creates a NPV surface using as variables the daily tonnage and cutoff grade. Open pit was the most competitive alternative in both cases.

CAPEX and OPEX to perform the economic valuation were obtained from visiting a similar operation, as well as expert's opinion and cost scaling from other operations. There were built different production and price scenarios. The production scenarios consider grades, recoveries, costs, etc. Then, scenarios combinations were evaluated. The project showed to be viable based on the evaluation results, for most of the scenarios combinations. (Mean NPV = 6.35 *MUSD* case 1; 0.31 *MUSD* case 2). Thus, it is recommended to proceed to the next engineering step, Screening.

Risk analysis was also performed, identifying all the risks affecting the project and proposing control and mitigation measures. Environmental, safety, licenses and legal aspects showed to be the most critical for the project development. The most important technical risk was identified as being the high zone recovery, due to its weathering and impact on the first cash revenues. Environmental risks are minimized if using paste tailings, as it is proposed.

## AGRADECIMIENTOS

En primer lugar quiero agradecer a mi mamá por todo su cariño y el gran esfuerzo que ha realizado para criarnos. Asimismo a mis hermanas mayores por soportarme cuando era chico ☺ y al cabezón, por ser un excelente hermano.

También quiero agradecer a mi tío Marcial, por la motivación que siempre me ha dado y por financiar mi carrera. Trabajo terminado!

A mis queridos compañeros de Universidad, con quienes he vivido los mejores años de mi vida y experiencias inolvidables como el CAM y la Gira Minera. Porque siempre han estado ahí para divertirse, ayudar, apoyar y conversar. Bebito un agradecimiento especial pa' ti.

A mi polola Jasmin por soportarme cuando se aproximaban las entregas y apoyarme durante todo este tiempo.

A los funcionarios y profesores de la Universidad que hicieron grato el estudio y la diversión. Pancho Hervé, Juanita Vergara, Lily Salinas, Aldo Casali.

A mi profesor guía, por involucrarse activamente en la memoria y poner todo su tiempo y recursos a disposición. Ha sido grato trabajar de esa forma.

A todos aquellos que sin obtener nada a cambio, han ayudado a realizar esta memoria: Esteban Chacón, Juanita Galaz, Gabriela Zúñiga, Cristian Magri, Marcos Valencia, la empresa Cytex que proporcionó los reactivos.

# ÍNDICE

RESUMEN .....	i
ABSTRACT .....	ii
AGRADECIMIENTOS .....	iii
ÍNDICE .....	iv
ÍNDICE DE FIGURAS .....	xi
ÍNDICE DE TABLAS .....	xiv
1 Introducción.....	1
1.1 Tema de memoria .....	1
1.2 Motivación .....	1
1.3 Objetivos .....	1
1.3.1 Objetivo principal:.....	1
1.3.2 Objetivos secundarios:.....	1
1.4 Alcances .....	2
1.5 Antecedentes .....	3
1.5.1 Propietario.....	3
1.5.2 Ubicación y acceso .....	3
1.5.3 Distrito minero.....	4
1.5.4 Pertenencias mineras.....	5
1.5.5 Predios superficiales .....	7
2 Revisión bibliográfica .....	8
2.1 Introducción .....	8
2.2 Minería de vetas angostas .....	8
2.2.1 Generalidades.....	8
2.2.2 Métodos de vetas angostas.....	10
2.2.3 Métodos de vetas angostas.....	11
2.2.4 Aplicaciones.....	14
2.2.5 Costos.....	15
2.2.6 Cut and Fill.....	17
2.3 Relaves en pasta.....	27
2.3.1 Introducción .....	27
2.3.2 Relaves de alta densidad.....	27

2.3.3	Reología.....	28
2.3.4	Espesamiento .....	31
2.3.5	Transporte .....	32
2.3.6	Disposición.....	32
2.3.7	Diseño de sistemas de pasta .....	35
2.3.8	Aspectos ambientales .....	35
2.3.9	Comportamiento con sismos.....	36
2.3.10	Casos de estudio en Chile: Costos e inversiones .....	36
2.4	Referencias.....	38
3	Geología.....	40
3.1	Geología regional.....	40
3.2	Geología del yacimiento .....	41
3.2.1	Génesis.....	41
3.2.2	Mineralización .....	41
3.2.3	Estructuras y tectónica.....	42
3.2.4	Mapa .....	42
3.3	Exploración.....	42
3.3.1	Sondajes y trincheras .....	42
3.4	Zonas de interés .....	45
3.5	Potencial de exploración.....	46
3.5.1	Geofísica.....	46
3.6	Geomecánica.....	48
3.6.1	Fracturamiento .....	48
3.6.2	Resistencia a la compresión .....	48
3.7	Bibliografía .....	50
4	Estimación de recursos.....	51
4.1	Datos de sondajes y trincheras .....	51
4.1.1	Interpretación geológica .....	51
4.2	Análisis estadístico y variográfico.....	55
4.2.1	Intersecciones completas.....	55
4.2.2	Muestras.....	55
4.2.3	Compósitos.....	57

4.3	Estimación.....	69
4.4	Categorización de recursos.....	70
4.5	Validación de la estimación.....	71
4.5.1	Derivas.....	72
4.5.2	Validación estadística.....	73
4.5.3	Inspección visual.....	74
4.6	Curvas tonelaje/ley.....	75
4.6.1	Zona oeste:.....	75
4.6.2	Zona este.....	77
4.7	Caso menos conservador.....	79
5	Diseño y planificación minera.....	81
5.1	Inversión.....	81
5.2	Elección del método de explotación.....	82
5.2.1	Metodología.....	82
5.2.2	Caso de negocio 1: Procesamiento propio.....	86
5.2.3	Caso 2: Procesamiento ENAMI.....	93
5.2.4	Resumen de resultados.....	97
5.3	Planificación de fases.....	99
5.3.1	Caso de negocio 1.....	99
5.3.2	Caso de negocio 2.....	100
5.4	Diseño minero.....	101
5.5	Definición de reservas.....	103
5.5.1	Caso de negocio 1.....	103
5.5.2	Caso de negocio 2.....	103
5.6	Planificación de producción.....	104
5.6.1	Caso de negocio 1.....	104
5.6.2	Caso de negocio 2.....	106
5.7	Sensibilidad ángulo de talud.....	107
5.8	Operaciones unitarias.....	108
5.8.1	Caso de negocio 1.....	108
5.8.2	Caso de negocio 2.....	108
6	Procesamiento de minerales.....	109

6.1	Elección del método de procesamiento .....	109
6.2	Toma de muestras .....	109
6.3	Información mineralógica .....	111
6.3.1	Análisis químico de ley de cabeza .....	111
6.3.2	Estudio mineralógico.....	111
6.4	Pruebas metalúrgicas.....	114
6.4.1	Molienda cinética .....	114
6.4.2	Flotación.....	118
6.5	Dimensionamiento de banco rougher .....	121
6.6	Circuitos de flotación test de ciclos .....	123
6.7	Bibliografía .....	124
7	Disposición de botaderos y relaves.....	125
7.1	Caso de negocio 1-Procesamiento propio .....	125
7.1.1	Botaderos .....	125
7.1.2	Depósito de relaves.....	125
7.2	Caso de negocio 2.....	130
7.2.1	Botadero.....	130
8	Infraestructura y suministros.....	131
8.1	Agua.....	131
8.1.1	Fuentes.....	131
8.1.2	Derechos y costos .....	131
8.1.3	Conclusiones.....	132
8.2	Electricidad.....	132
9	Equipos .....	133
9.1	Caso de negocio 1.....	133
9.1.1	Equipos mineros .....	133
9.1.2	Carguío y transporte .....	133
9.1.3	Equipos de planta .....	136
9.1.4	Instalaciones.....	136
9.2	Caso de negocio 2 venta de mineral a ENAMI .....	137
9.2.1	Equipos de mina. ....	137
9.2.2	Equipos de planta .....	138

9.2.3	Instalaciones.....	138
10	Costos.....	139
10.1	Costos de capital.....	139
10.2	Costos de capital de sostenimiento.....	140
10.3	Costos de operación.....	140
10.3.1	Costo mina:.....	140
10.3.2	Costo planta y relaves.....	140
10.3.3	Costo de transporte:.....	141
10.3.4	Costos de cierre.....	141
10.4	Resumen de costos.....	141
11	Evaluación Económica.....	142
11.1	Método de evaluación.....	142
11.2	Parámetros de evaluación.....	142
11.3	Escenarios.....	142
11.4	Resultados.....	146
11.4.1	Caso de negocio 1.....	146
11.4.2	Caso de negocio 2.....	150
12	Aspectos ambientales.....	153
12.1	Legislación vigente.....	153
12.1.1	Base constitucional.....	153
12.1.2	Leyes.....	153
12.1.3	Reglamentos.....	153
12.1.4	Otros instrumentos.....	153
12.2	Tramitación.....	153
12.2.1	Tiempos y costos.....	155
12.3	Cierre.....	155
12.4	Aspectos ambientales del proyecto.....	156
12.4.1	Medio socio-económico.....	156
12.4.2	Medio físico.....	158
12.4.3	Medio cultural: Arqueología.....	160
12.4.4	Medio biótico.....	161
12.4.5	Medio perceptivo.....	161

12.5	Catastro de permisos.....	162
12.5.1	Caso de negocio 1 .....	162
12.5.2	Caso de negocio 2 .....	163
12.6	Referencias.....	163
13	Análisis de riesgo.....	164
13.1	Identificación.....	164
13.1.1	Riesgos económicos .....	164
13.1.2	Riesgos ambientales.....	164
13.1.3	Riesgos técnicos.....	164
13.1.4	Riesgos geológicos .....	164
13.1.5	Riesgos de seguridad.....	164
13.2	Análisis .....	165
13.3	Mitigación de riesgos.....	166
13.3.1	Riesgos críticos.....	166
13.3.2	Riesgos moderados .....	168
13.3.3	Riesgos menores .....	169
13.4	Observaciones sobre seguridad minera .....	171
14	Programa .....	172
14.1	Programas .....	173
14.1.1	Caso de negocio 1 .....	173
14.1.2	Caso de negocio 2 .....	176
15	Conclusiones y recomendaciones.....	178
15.1	Introducción .....	178
15.2	Revisión bibliográfica.....	178
15.3	Geología .....	178
15.4	Estimación de recursos .....	178
15.5	Diseño minero y planificación .....	179
15.6	Procesamiento.....	179
15.7	Disposición de botaderos y relaves .....	180
15.8	Equipos, infraestructura y suministros .....	180
15.9	Costos .....	181
15.10	Evaluación económica.....	181



15.10.1	Caso 1 .....	181
15.10.2	Caso 2 .....	181
15.11	Aspectos ambientales .....	181
15.12	Análisis de riesgo .....	182
15.13	Generales .....	182
16	Bibliografía .....	183
17	Anexos .....	185

## ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación proyecto Santa Andrea. ....	3
Figura 2: Esquema de ubicación pertenencias mineras. ....	5
Figura 3: Pertenencias en Catastro SERNAGEOMIN.....	6
Figura 4: Propiedades superficiales. ....	7
Figura 5: Esquema de producción de Uphole retreat.....	11
Figura 6: Esquema del método Alimak.....	12
Figura 7: Esquema del método Shrinkcage Stopping. ....	13
Figura 8: Esquema de etapas del método Resuing. ....	14
Figura 9: Esquema de desarrollo de overhand cut and fill. ....	17
Figura 10: Accesos a los caserones en Cut and Fill.....	18
Figura 11: Opciones de perforación y producción en Cut and Fill.....	19
Figura 12: Esquema de desarrollo de Underhand Cut and Fill. ....	20
Figura 13: Esquema de desarrollo de Drift and Fill Cut and Fill. ....	21
Figura 14: Aplicación de variantes de Cut and Fill según calidad de roca.....	22
Figura 15: Economía de escala, métodos subterráneos.....	26
Figura 16: Relaves de hierro en pasta.....	27
Figura 17: Tensión de fluencia.....	28
Figura 18: Curva de presión de fluencia v/s porcentaje de sólidos para relaves.....	29
Figura 19: Presión de fluencia para distintas mineralogías.....	29
Figura 20: Espesadores de pasta.....	31
Figura 21 : Tipo de bombeo según características reológicas.....	32
Figura 22: Flujo de relaves en láminas. ....	32
Figura 23: Esquema de un depósito de relaves en pasta.....	33
Figura 24: Disposición de relaves según geometría del terreno.....	33
Figura 25: Diseño de un sistema de relaves en pasta.....	35
Figura 26: Zonas de interés de exploración.....	45
Figura 27: Zonas de interés y modelos de vetas.....	45
Figura 28: Zonas de potencial de exploración asociadas a continuidad de las vetas.....	46
Figura 29: Vista en planta sólidos zona oeste. ....	52
Figura 30: Corte transversal (244980 E) sólidos zona oeste.....	53
Figura 31: Vista en planta sólidos zona este. ....	53
Figura 32: Corte transversal (246330 E) sólidos zona este.....	54
Figura 33: Corte transversal (246520 E) sólidos zona este.....	54
Figura 34: Función acumulativa (F(x)) de largos de las muestras de sondajes zona este. ....	56
Figura 35: Función acumulativa (F(x)) de largos de las muestras de sondajes zona oeste. ....	56
Figura 36: Histogramas de leyes de oro zona oeste.....	58
Figura 37: Histograma de leyes de cobre zona oeste.....	58
Figura 38: Histograma de leyes de oro zona este. ....	59
Figura 39: Gráfico de Probabilidad acumulada de largo de compósitos zona oeste. ....	59
Figura 40: Gráfico de función acumulada de largo de compósitos. ....	60
Figura 41: Identificación de outlier (en rojo) de oro en zona oeste.....	60
Figura 42: Outliers de cobre en zona oeste. ....	61
Figura 43: Outlier de oro zona este.....	61
Figura 44: Media de ley de oro de los compósitos de zona este vs del tamaño de celda. ....	62
Figura 45: Media de ley de oro de los compósitos de zona oeste vs del tamaño de celda.....	63

Figura 46: Media de ley de cobre de los compósitos de zona oeste vs del tamaño de celda. ....	63
Figura 47: Regresión Au vs Cu en zona oeste.....	64
Figura 48: Variograma de leyes de oro, zona oeste.....	65
Figura 49: Variograma de leyes de cobre, zona oeste. ....	66
Figura 50: Variograma leyes de oro, zona este. ....	66
Figura 51 :Distribución de recursos zona oeste.....	71
Figura 52: Distribución de recursos zona este.....	71
Figura 53: Derivas de zona este y oeste. ....	72
Figura 54: Sección transversal modelo estimado y compósitos que lo originan.....	74
Figura 55: Sección transversal zona este modelo estimado y compósitos que lo originan.....	74
Figura 56: Curva tonelaje/ley zona oeste. ....	75
Figura 57: Curva tonelaje-ley recursos inferidos zona oeste. ....	76
Figura 58: Curva tonelaje-ley recursos indicados zona oeste. ....	76
Figura 59: Curva tonelaje/ley zona este. ....	77
Figura 60: Curva tonelaje-ley recursos inferidos, zona este. ....	78
Figura 61: Curva tonelaje-ley recursos indicados, zona este. ....	78
Figura 62: Rajos anidados tras optimización utilizando ponderadores de precio. ....	83
Figura 63: Secuencias de extracción: Mejor y peor caso.....	83
Figura 64: Costos de subterránea vs rajo abierto.....	92
Figura 65: Planta rajo final sección oeste, caso de negocio 1. ....	101
Figura 66: Sección norte-sur rajo final sector oeste, con modelo regularizado. ....	102
Figura 67: Sección oeste-este rajo final sector oeste, con modelo regularizado. ....	102
Figura 68: Plan minero anual, caso de negocio 1. ....	105
Figura 69: Plan minero mensual, caso de negocio 2.....	106
Figura 70: Secuencia de operaciones unitarias de mina. Caso de negocio 1. ....	108
Figura 71: Secuencia de procesos de procesamiento. Caso de negocio 1.....	108
Figura 72: Secuencia de procesos de relaves en pasta. Caso de negocio 1.....	108
Figura 73: Secuencia de procesos. Caso de negocio 2.....	108
Figura 74: Caja de sondajes.....	109
Figura 75: Esquema de pruebas de muestras 1,2 y 3.....	110
Figura 76: Esquema de pruebas muestra 4.....	110
Figura 77: Asociación mineralógica de la Calcopirita.....	113
Figura 78: Ajuste de curva granulométrica a muestra inicial.....	115
Figura 79: Resultados p80 de tamizaje en el tiempo. ....	117
Figura 80: Test de ciclo abierto .....	123
Figura 81: Test de ciclo cerrado. ....	123
Figura 82: Vista en Planta Rajos Oeste y Este, botaderos y depósito de relaves en pasta.....	127
Figura 83: Vista isométrica Rajos Oeste y Este, botaderos y depósito de relaves en pasta.....	128
Figura 84: Detalle rajo oeste, botadero y depósito de relaves. Vista al suroeste.....	128
Figura 85: Rajo y botadero zona este. Vista isométrica al suroeste. ....	129
Figura 86: Vista isométrica rajo y botadero zona oeste. Vista al suroeste. Caso de negocio 2. ...	130
Figura 87: Vista en planta rajo y botadero zona oeste. Caso de negocio 2.....	130
Figura 88: Ubicación de rajos y planta de procesamiento. ....	134
Figura 89: Términos de referencia evaluación económica.....	142
Figura 90: Gráficos de precios de oro y cobre según escenarios.....	144
Figura 91: Gráfico de flujos de caja. Escenario moderado, precio moderado. ....	147
Figura 92: Gráfico de flujos de caja. Escenario optimista con precio optimista. ....	148
Figura 93: Sensibilidad caso de negocio 1. ....	149

Figura 94: Sensibilidad caso de negocio 2. ....	150
Figura 95: Flujograma del SEIA.....	154
Figura 96: Asentamientos poblados.....	156
Figura 97: Mapa de usos de suelo en Proyecto Santa Andrea.....	158
Figura 98: Cursos de agua.....	159
Figura 99: Sitios de interés arqueológico en cercanías del proyecto.....	160
Figura 100: Matriz de riesgos del proyecto.....	165
Figura 102: Plan maestro de proyecto. Caso de negocio 1. ....	173
Figura 102: Plan de desarrollo de estudios y permisos de proyecto. Caso de negocio 1.....	174
Figura 104: Plan maestro de proyecto. Caso de negocio 2. ....	176
Figura 104: Plan de desarrollo de estudios y permisos de proyecto. Caso de negocio 2.....	177

## ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Pertenencias mineras. ....	5
Tabla 2: Métodos y condiciones de aplicación. Elaboración propia basado sobre Dirige [3] .....	14
Tabla 3: Equivalencia de calidades de roca. Elaboración propia. ....	15
Tabla 4: Aplicaciones de métodos según tipo de roca. ....	15
Tabla 5: Características de métodos de vetas. ....	15
Tabla 6: Costos de distintos métodos mineros .....	16
Tabla 7: Modelo de costos.....	24
Tabla 8: Modelo de costos.....	25
Tabla 9: Modelo de costos.....	25
Tabla 10: Costos de Cut and Fill. ....	26
Tabla 11: Valores de presión de fluencia para diversas sustancias. ....	28
Tabla 12: Comparación de tipos espesadores en pasta. ....	31
Tabla 13: Montos de inversión en proyectos de relaves en pasta en Chile.....	36
Tabla 14: Montos de inversión para proyectos de relaves en pasta.....	37
Tabla 15: Costos operacionales de proyectos de relaves en pasta.....	37
Tabla 16: Largo de trincheras y sondajes en Santa Andrea .....	43
Tabla 17: Tramos mineralizados de sondajes en Santa Andrea. ....	44
Tabla 18: Datos de fracturamiento.....	48
Tabla 19: Muestras para ensayos UCS.....	48
Tabla 20: Resultados de ensayos UCS.....	49
Tabla 21: Términos de referencia para cálculo de oro equivalente. ....	51
Tabla 22: Estadísticas de topcut. ....	62
Tabla 23: Estadísticas de compósitos.....	67
Tabla 24: Estadísticas compósitos finales zona este.....	68
Tabla 25: Parámetros de estimación de bloques.....	69
Tabla 26: Parámetros de estimación de bloques según corridas. ....	69
Tabla 27: Resultados de estimación.....	69
Tabla 28: Categorización de recursos. ....	70
Tabla 29: Recursos como resultado de la estimación. ....	70
Tabla 30: Comparación de la media de la estimación con media declusterizada.....	73
Tabla 31: Curva tonelaje/ley numérica zona oeste. ....	75
Tabla 32: Curva tonelaje/ley numérica zona este. ....	77
Tabla 33: Curva tonelaje ley numérica, zona oeste. Caso menos conservador.....	79
Tabla 34: Curva tonelaje ley numérica, zona este. Caso menos conservador.....	80
Tabla 35: Comparación entre ambos casos de estimación. ....	80
Tabla 36: Términos de referencia económicos.....	81
Tabla 37: Términos de referencia técnicos.....	81
Tabla 38: Resultados de rebloqueo zona este, solo oro presente.....	86
Tabla 39: Resultados de rebloqueo en zona oeste. ....	87
Tabla 40: Resultados VAN rajos zona este. ....	88
Tabla 41: Resultados VAN rajos zona oeste. ....	89
Tabla 42: Parámetros de cálculo de tarifas de venta a ENAMI y costos asociados. ....	94
Tabla 43: Resultados VAN rajos zona oeste. ....	95
Tabla 44: Resultados VAN rajos zona este. ....	96
Tabla 45: Resultados métodos de explotación zona oeste. ....	98
Tabla 46: Resultados métodos de explotación zona este. ....	98

Tabla 47: Elección de fases sector oeste. Caso de negocio 1.....	99
Tabla 48: Elección de fases zona este. Caso de negocio 1.....	100
Tabla 49: Elección de fases sector oeste. Caso de negocio 2.....	100
Tabla 50: Parámetros de diseño de rajos.....	101
Tabla 51: Dimensiones rajos caso de negocio 1.....	103
Tabla 52: Reservas caso de negocio 1.....	103
Tabla 53: Reservas caso de negocio 2.....	103
Tabla 54: Plan minero anual caso de negocio 1.....	104
Tabla 55: Plan minero anual, con detalles por fases. Caso de negocio 1.....	104
Tabla 56: Plan minero mensual, caso de negocio 2.....	106
Tabla 57: Información de muestras.....	109
Tabla 58: Análisis de ley de cabeza.....	111
Tabla 59: Composición mineralógica de la muestra.....	112
Tabla 60: Ubicación del cobre de la muestra.....	112
Tabla 61: Asociaciones mineralógicas de la calcopirita.....	113
Tabla 62: Resultados tamizaje inicial.....	115
Tabla 63: Resultados ajuste Gaudin-Schumann.....	116
Tabla 64: Datos obtenidos de tamizaje en el tiempo.....	116
Tabla 65: Resultados de p80 obtenidos ajustando curvas.....	117
Tabla 66: Pérdidas experimentales.....	117
Tabla 67: Parámetros de flotación.....	118
Tabla 68: Reactivos de flotación.....	119
Tabla 69: Recuperaciones acumuladas en el tiempo de las pruebas metalúrgicas.....	119
Tabla 70: Resumen recuperación.....	119
Tabla 71: Parámetros cinéticos del mineral.....	120
Tabla 72: Resultados pruebas de flotación.....	120
Tabla 73: Parámetros de dimensionamiento de celdas.....	121
Tabla 74: Parámetros cinéticos dimensionamiento de celdas.....	121
Tabla 75: Resultados dimensionamiento de celdas.....	122
Tabla 76: Parámetros de diseño de botadero.....	125
Tabla 77: Tonelajes de mineral y estéril.....	125
Tabla 78: Requerimiento y resultados de diseño de botaderos.....	125
Tabla 79: Comparación de relaves convencionales con relaves en pasta.....	126
Tabla 80: Parámetros de diseño de depósito de relaves.....	127
Tabla 81: Requerimientos depósito de relaves.....	127
Tabla 82: Requerimientos y resultados diseño botadero oeste, caso de negocio 2.....	130
Tabla 83: Parámetros de referencia cálculo de equipos de carguío.....	133
Tabla 84: Parámetros de entrada cálculo de transporte.....	133
Tabla 85: Distancias de transporte según material y fase.....	134
Tabla 86: Tonelaje según material y fases.....	134
Tabla 87: Resultado equipos de carguío y transporte.....	135
Tabla 88: Parámetros de entrada cálculo equipo de perforación.....	135
Tabla 89: Resultado cálculo equipo de perforación.....	135
Tabla 90: Resultado equipos de carguío y transporte. Caso 2.....	137
Tabla 91: Costos de inversión según mina San Pedro.....	139
Tabla 92: Costos de inversión mina experto del área.....	139
Tabla 93: Costo de inversión en relaves en pasta. Escalado de proyecto Delta.....	140
Tabla 94: Resumen de costos.....	141

Tabla 95: Escenarios de evaluación económica. ....	143
Tabla 96: Tabla de precios según caso y escenario. ....	143
Tabla 97: Tarifas ENAMI estimadas para venta de concentrados de cobre. ....	144
Tabla 98: Tarifas ENAMI estimadas considerando corrección lineal. ....	144
Tabla 99: Resultados evaluación económica caso de negocio 1. ....	146
Tabla 100: Flujos de caja escenario moderado con precio moderado. ....	146
Tabla 101: Flujos de caja escenario optimista con precio optimista. ....	147
Tabla 102: Resultados evaluación económica caso de negocio 2. ....	150
Tabla 103: Numeración de escenarios caso de negocio 2. ....	151
Tabla 104: Resultados de los distintos escenarios caso de negocio 2. ....	151
Tabla 105: Evaluación primer año entrega de mineral en Rancagua. ....	151
Tabla 106: Tiempos y costos SEIA. ....	155
Tabla 107: Permisos y tiempos de tramitación. ....	162
Tabla 108: Clasificación de riesgos. ....	165





# 1 INTRODUCCIÓN

## 1.1 Tema de memoria

El tema de esta memoria es la Ingeniería Conceptual del Proyecto Santa Andrea, yacimiento vetiforme de oro y cobre ubicado en la comuna de Pencahue, región del Maule.

## 1.2 Motivación

Esta memoria surge del deseo del dueño del proyecto de realizar un estudio de ingeniería conceptual que le permita evaluar la viabilidad económica de su ejecución. El proyecto cuenta en este momento con sondajes y estudios realizados durante veinte años por compañías de exploración bajo contratos de opción de compras, sentando las bases para un estudio de ingeniería conceptual.

## 1.3 Objetivos

Los objetivos de esta memoria están divididos en un objetivo principal y varios secundarios.

### 1.3.1 *Objetivo principal:*

Realizar la ingeniería conceptual del proyecto Santa Andrea utilizando los estudios y trabajos existentes con una precisión de  $\pm 40\%$ .

### 1.3.2 *Objetivos secundarios:*

- Integrar distintas disciplinas involucradas en el desarrollo de la ingeniería de un proyecto minero
- Conocer la pequeña minería.
- Investigar métodos factibles en vetas angostas.
- Investigar aplicabilidad, variantes y costos del método de corte y relleno y otros métodos aplicables a minería de vetas angostas, incluyendo minería a cielo abierto en la parte superior de las vetas.
- Investigar la tecnología de Relaves en Pasta y analizar ventajas y desventajas para su aplicación en el proyecto.

## 1.4 Alcances

Para el estudio se consideran dos casos de negocio:

- Caso de negocio 1: Considera la explotación minera y procesamiento del mineral en instalaciones propias.
- Caso de negocio 2: Considera la explotación minera y la posterior venta del mineral ROM a un poder de compra de ENAMI.

Los alcances de la memoria en función de los objetivos definidos en el párrafo anterior, se enumeran a continuación:

### 1) Definir:

- a. Método de explotación:  
Rajo, subterránea o una combinación de ambas.
- b. Planificación minera:  
Plan de producción y plan de desarrollos y preparaciones.
- c. Tratamiento metalúrgico  
Determinación de vía metalúrgica y pruebas metalúrgicas.
- d. Infraestructura de servicios:  
Instalaciones de agua y electricidad. Depósitos de estéril y relaves.
- e. Costos de mina y planta
- f. Evaluación económica de las alternativas.
- g. Estudios ambientales:  
Vía de acceso al Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental (SEIA), estudios requeridos.

2) Describir la minería de vetas angostas y el estado del arte en el método de corte y relleno y depósitos de relaves en pasta.

## **1.5 Antecedentes**

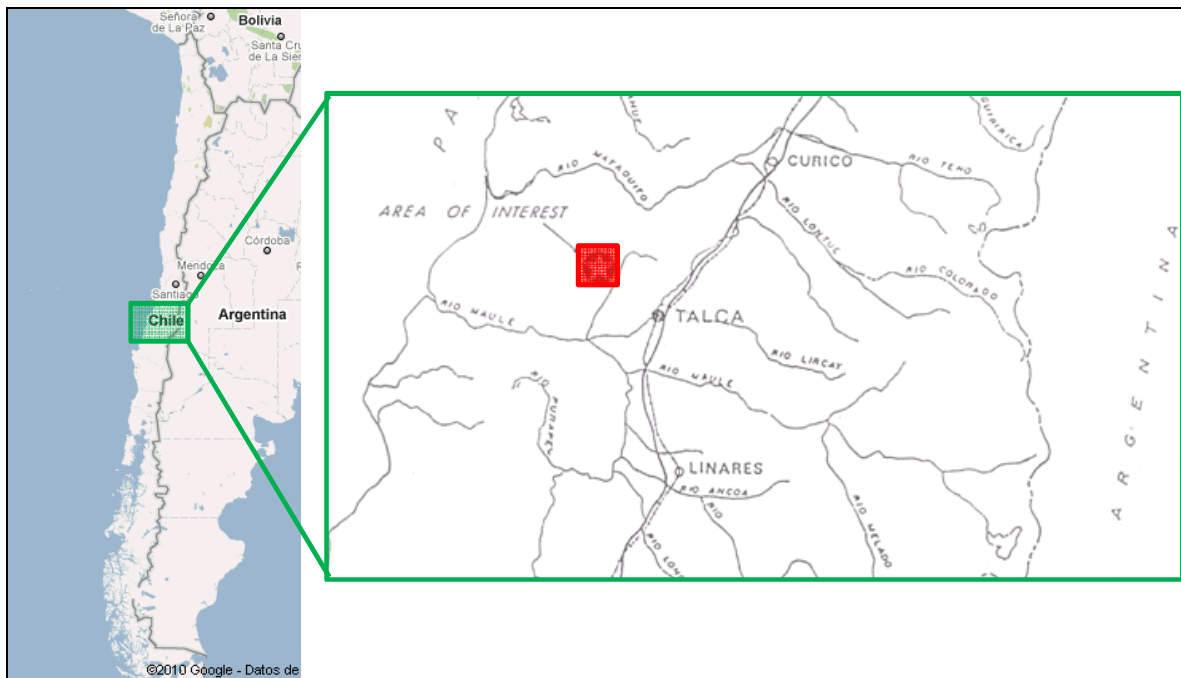
En los siguientes párrafos se muestran los antecedentes generales del proyecto según aparecen en Magri [1]:

### *1.5.1 Propietario*

El dueño del proyecto es la Compañía Minera y Comercial Santa Andrea Ltda. RUT 07205-0023-K, conformada por los Sres. Eduardo Magri y Franco Bertucci, con participación de 65% y 35% respectivamente.

### *1.5.2 Ubicación y acceso*

El proyecto está localizado en Chile y se ubica en la comuna de Pencahue, Provincia de Talca, Región del Maule. Está ubicado a 20 km al oeste de Talca entre 100 y 300 m sobre el nivel del mar. La ubicación se ilustra en la figura 1.



**Figura 1: Ubicación proyecto Santa Andrea.**

Desde Santiago se accede al proyecto por medio de la Ruta 5 hasta la ciudad de Talca (aprox. 230 km), y desde allí por un camino pavimentado hasta la localidad de Pencahue (13.2 km) para finalmente acceder por un camino de grava unos 7.7 km hacia el norte.

### 1.5.3 Distrito minero

Existen otras faenas mineras en la zona. La faena más cercana corresponde a la mina La Chépica, con vetas de oro-cobre, ubicada unos 7 *km* al sur, propiedad de la compañía de exploración canadiense Polar Star Mining. Posee una planta de procesamiento de flotación de 120 *tpd* y un tranque de relaves. Actualmente no se encuentra en explotación, pues se lleva a cabo una extensiva campaña de exploración.

También se encuentra la mina Las Palmas ubicada unos 30 *km* al norte. Esta mina produjo oro con plata, zinc y plomo como subproductos, actualmente sin operaciones. Tiene características geológicas de mineralización muy distintas a Santa Andrea. Procesó el mineral mediante lixiviación con cianuro y absorción con carbón activado. En el terremoto de febrero de 2010 su tranque de relaves colapsó provocando un grave accidente.

#### 1.5.4 Pertenencias mineras

El proyecto Santa Andrea tiene como pertenencias mineras asociadas dos grupos de pertenencias contiguas, ambas propiedad de Compañía Minera y Comercial Santa Andrea Limitada. Estas se describen en tabla 1 y figuras 2 y 3.

Tabla 1: Pertenencias mineras.

Nombre	Tipo	Área [hás]	Concesiones	Constitución
Santa Andrea	Explotación	500	50	1990
Justiciera	Explotación	170	50	1991

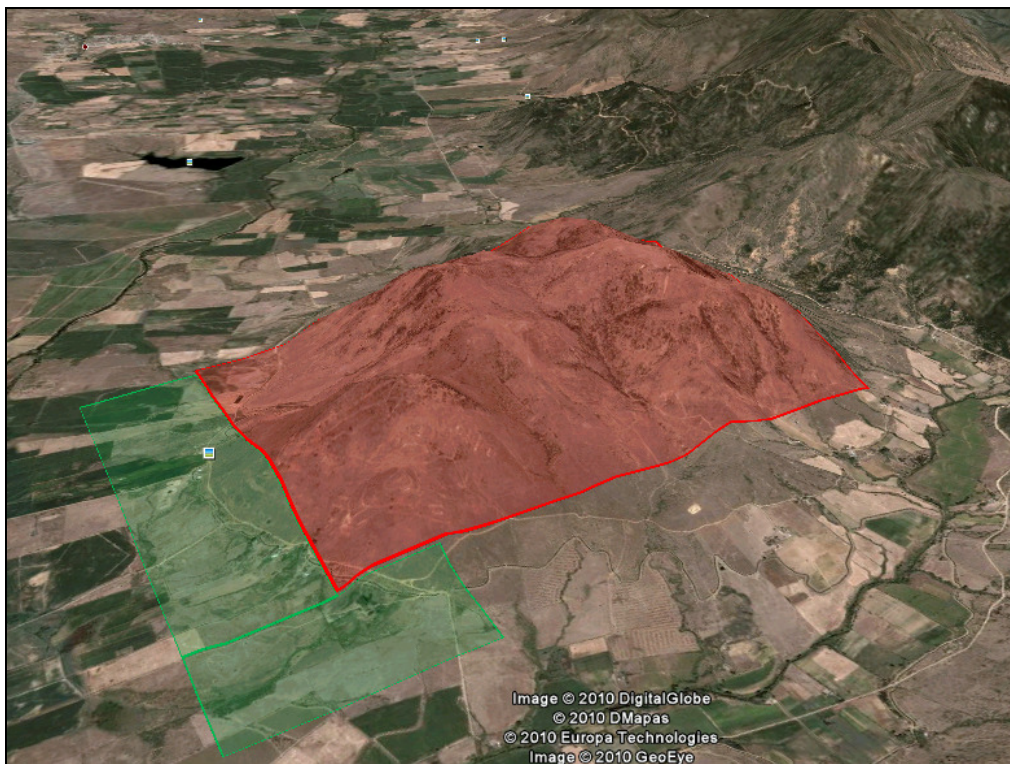
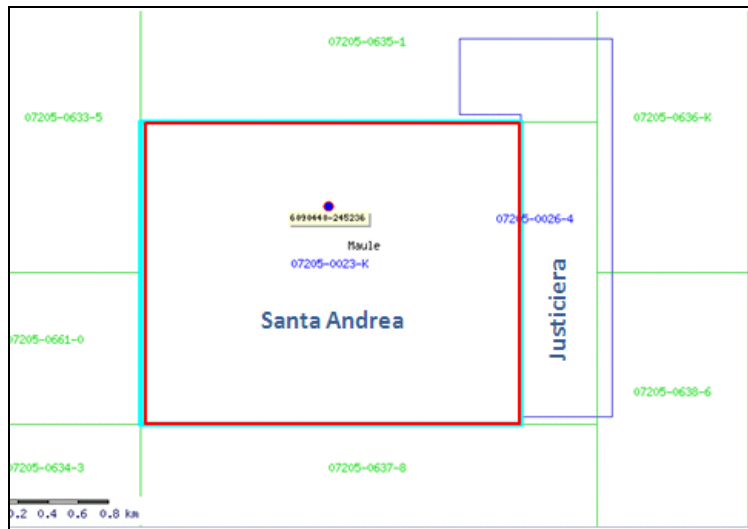


Figura 2: Esquema de ubicación pertenencias mineras. Santa Andrea en rojo, Justiciera en Verde. Vista hacia el suroeste.

En el catastro en línea del Servicio Nacional de Geología y Minería (SERNAGEOMIN), las pertenencias aparecen de la siguiente forma:



**Figura 3: Pertenencias en Catastro SERNAGEOMIN.**

Las pertenencias que rodean a Santa Andrea y Justiciera pertenecen a Polar Star Mining y son de exploración.



### 1.5.5 Predios superficiales

Actualmente se trabaja en la solicitud de las servidumbres judiciales de las propiedades ubicadas dentro de la superficie del proyecto Santa Andrea. Para ello se cuenta con un plano de las propiedades y sus respectivos roles, como se muestra en la siguiente figura:



Figura 4: Propiedades superficiales.



## **2 REVISIÓN BIBLIOGRÁFICA**

### **2.1 Introducción**

La ingeniería conceptual de un proyecto es un estudio complejo que involucra diversas disciplinas de campos muy variados. La calidad de este estudio será afectada entonces por la acertada interrelación y las conexiones y complementos que se establezcan entre ellas.

En un estudio de Ingeniería Conceptual de un proyecto minero será importante definir aspectos de índole muy variada, tal como se destaca en los alcances. En esta memoria se define como el aspecto fundamental la selección del método de explotación. Para ello se investigarán los métodos aplicables.

Se estima que el proyecto se desarrollará con un rajo abierto en la zona superior y que existe la posibilidad de que continúe con métodos subterráneos en la zona inferior, como es el caso de El Indio, El Peñón y otras. Dada la complejidad de los métodos de vetas angostas, se realizará una investigación sobre sus características y se investigará especialmente el método de corte y relleno por sus características favorables y aplicabilidad a distintos anchos de vetas.

Además, se investigará la tecnología de Relaves en Pasta, para tener información que permita analizar si presenta ventajas para su utilización en el proyecto Santa Andrea.

### **2.2 Minería de vetas angostas**

En esta sección se dará una visión general de qué es la minería de vetas angostas, en qué casos se aplica y los métodos que se aplican con sus diferentes costos asociados.

#### *2.2.1 Generalidades*

La minería de vetas angostas es tan antigua como la industria minera. Durante los últimos 50 años se ha caracterizado por ser una minería de bajos tonelajes, alto costo y de alto riesgo para los operadores. No obstante, el desarrollo de las técnicas de explotación ha hecho que hoy estas se exploten de modo altamente mecanizado y con equipos modernos, reduciendo los riesgos y asimismo los costos de operación [2].

Una veta puede definirse como un cuerpo mineral semi tabular rellenando una fractura, falla, fisura o un grupo de estas. Las vetas mineralizadas, en general, se han formado por intrusión de fluidos, formando los minerales de interés al interior de los



espacios por los que los líquidos se han introducido. También, los fluidos mineralizadores provocan alteraciones en la roca de caja.

Dependiendo del tamaño, Dirige [3] las ha clasificado como sigue:

- Microvetas                    0.1 a 1 m
- Minivenas                    1 a 2 m
- Vetas pequeñas            2 a 3 m

Las vetas se pueden clasificar también según sus propiedades de regularidad, donde Dirige hace otra clasificación como sigue:

- Vetas regulares: Vetas con bordes planares y-o muy regulares
- Vetas irregulares: Vetas con bordes irregulares e inclinaciones
- Vetas tectónicas: Vetas expuestas a gran actividad tectónica; es decir fallas, fracturas y pliegues con bordes discontinuos.

### 2.2.2 *Métodos de vetas angostas*

La elección de un determinado método de explotación de vetas angostas será determinante en los resultados económicos y de seguridad de un proyecto. A continuación, se describen las variables que se deben considerar al momento de elegir entre los métodos conocidos según el criterio de McCarthy [2].

#### 2.2.2.1 Tasa de producción

La tasa de producción es muy importante a la hora de planificar la extracción de cuerpo de veta. Una excesiva tasa de producción, si bien es posible, puede impactar muy negativamente en la economía del proyecto. Cada método tiene limitantes que se deberán considerar a la hora de definir una tasa de producción, tales como el agua. Sobre 20 *lps* la productividad baja considerablemente.

#### 2.2.2.2 Inclinación

La inclinación de la veta será crucial en el manejo de materiales. Una inclinación menor a 45 grados, involucrará instalar equipos adicionales para mover la carga de manera no gravitacional. Sobre 55 grados, no existirán problemas.

#### 2.2.2.3 Continuidad de la ley

Los distintos métodos involucran selectividades distintas, por ende la continuidad de ley determinará la viabilidad de uno u otro.

#### 2.2.2.4 Continuidad y geometría de la veta

Las vetas no son perfectamente tabulares, más bien presentan cambios de dirección y plegamientos múltiples. En este caso, la longitud de las tronaduras y la selectividad del método serán de importancia en relación a la menor o mayor dilución.

Lo mismo sucede con la geometría de las vetas. El ancho mínimo y promedio darán las directrices para escoger uno u otro método, al involucrar preparaciones y equipos de distinto tamaño, afectando directamente la dilución minera por tanto la ley de cabeza.

#### 2.2.2.5 Condiciones geomecánicas de mineral y roca de caja

Uno de los parámetros más importantes es sin duda la calidad de roca, tanto en la veta como en los muros. Existen diversos indicadores de calidad del macizo rocoso, como el GSI y los RMR y MRMR.

#### 2.2.2.6 Condiciones de agua

Si hay presencia de agua, la tasa de producción será

### 2.2.3 Métodos de vetas angostas

Según la clasificación de McCarthy [2] y la descripción de los métodos según aparece en Stakros y Faran [4].

#### 2.2.3.1 Uphole retreat

Es un método basado en la perforación de hoyos hacia arriba y la tronadura de tajadas verticales de mineral hacia una galería inferior. Se ha realizado producción en vetas de menos de 0.8 m. Este método tiene una dilución baja cuando se cuida de no perforar los muros.



Figura 5: Esquema de producción de Uphole retreat.

### 2.2.3.2 Alimak Vein Mining (o método de tajadas horizontales)

Este método utiliza chimeneas verticales para perforar tiros perpendiculares desde ellas, removiendo tajadas horizontales desde abajo hacia arriba. Fue desarrollado en la mina de oro Dome en Canadá y utiliza una jaula alimak para excavar las chimeneas y perforar desde ellas tiros entre 5 y 10 m de longitud, que luego se cargan y truenan. Es un método que requiere un mínimo de desarrollos, pero es muy sensible al manto de la veta: se requiere de Mateos superiores a 75 grados con una consistencia de al menos 15 m. Las recuperaciones reportadas son del rango 90 a 95% con una mínima dilución, tan baja como 5% en vetas de 1 a 1.5 m.

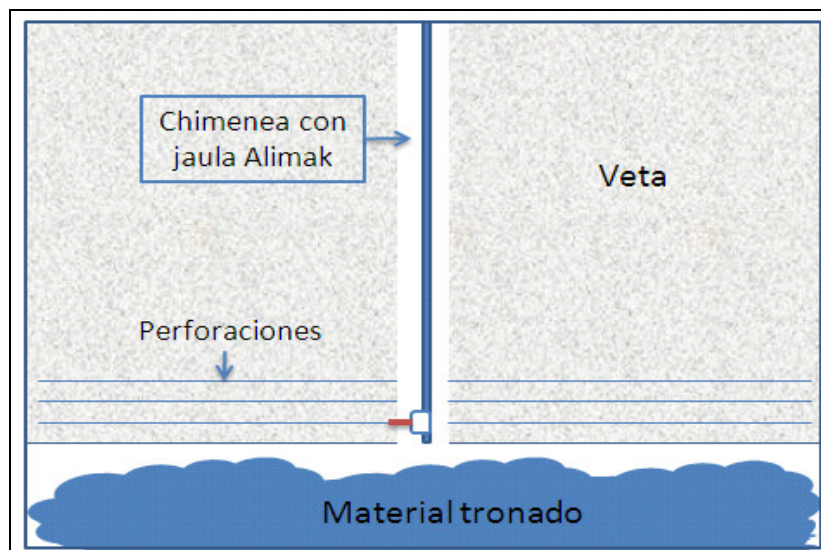


Figura 6: Esquema del método Alimak.

### 2.2.3.3 Cut and Fill y sus variantes

Se estudiarán en la siguiente sección

### 2.2.3.4 Shrinkage stoping

Es un método de explotación basado en el relleno del caserón con mineral proveniente de la explotación, que ofrece un piso para seguir perforando hasta su límite superior. Es un método que tiene grandes ventajas en cuanto a la flexibilidad de seguir la veta, muestreo geológico y dejar zonas de baja ley sin extraer. El ancho mínimo es de aproximadamente 1 m, pero se ha llevado a cabo con hasta 0.8 m. Ha sido por defecto el método de explotación de vetas delgadas. La dilución es muy controlable, con un valor estándar de un 10% o menor.

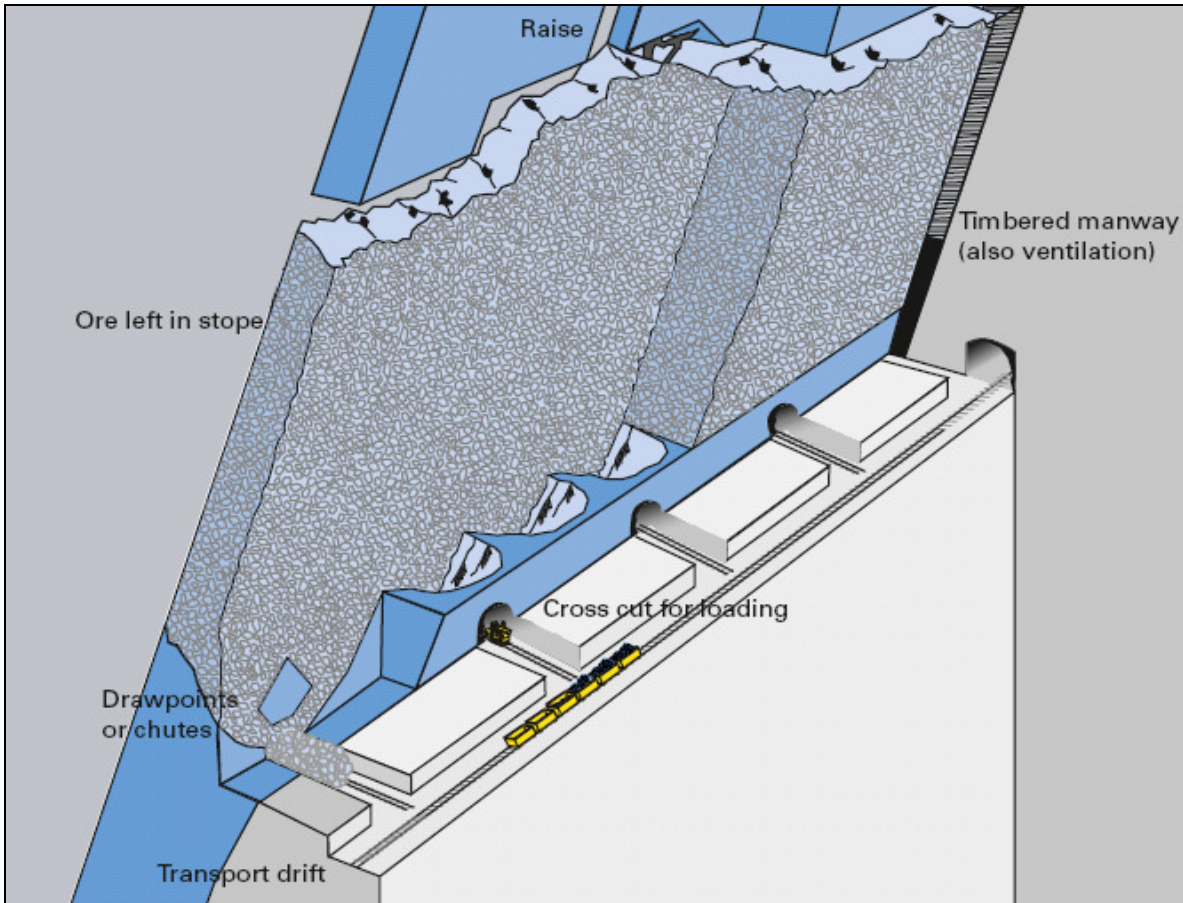


Figura 7: Esquema del método Shrinkage Stopping. (Atlas Copco 2007)

Las desventajas de este método son que requiere mucha mano de obra y tiempo y que gran parte del mineral no puede extraerse hasta que se termine la explotación del caserón. Otros de los problemas son la seguridad de los mineros, que están constantemente expuestos a caída del techo y el riesgo de robo en caso de vetas muy ricas.

#### 2.2.3.5 Resuing

Según la descripción de Dirige [3] este método es aplicado en muchas minas de vetas angostas con el fin de extraer selectivamente vetas con alta inclinación. Se aplica en microvetillas con metales de alto valor y usa la roca estéril de los muros para rellenar el hueco y crear un piso para continuar el laboreo. Se ha usado en minas de oro desde 0.8 *m* hasta 1.8 *m*. Es de un costo relativamente alto, debido a la construcción de la plataforma con la roca de los muros.

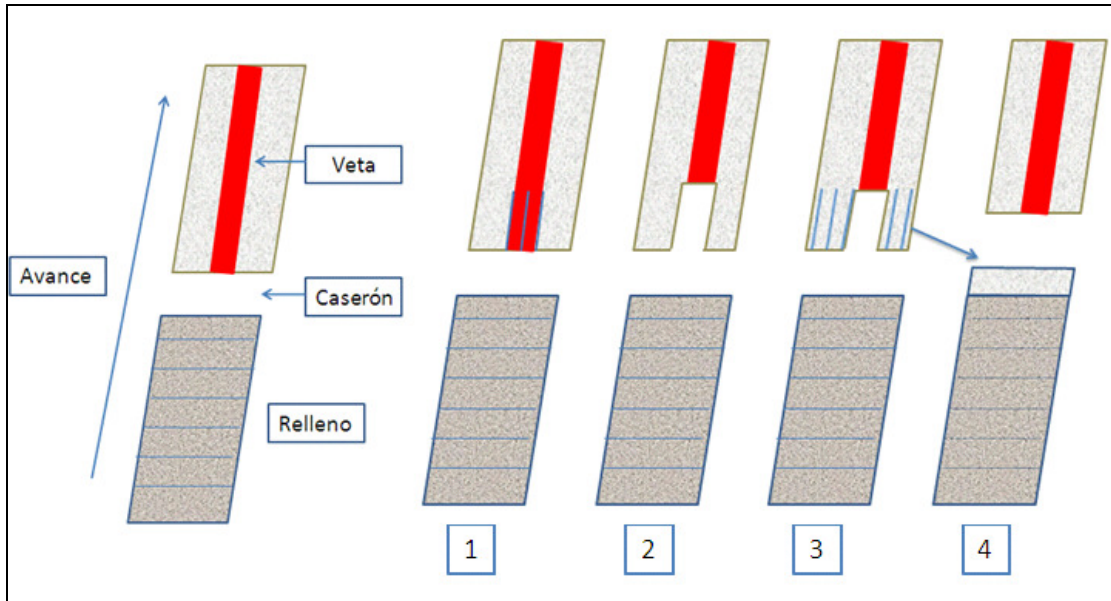


Figura 8: Esquema de etapas del método Resuing.

#### 2.2.4 Aplicaciones

Los métodos de vetas angostas se utilizan principalmente en cuerpos que tengan un ancho promedio de 2-3 m. Los minerales a explotar son de alto valor, principalmente vetas de oro, debido a su gran valor unitario suficiente para pagar los altos costos de su producción [2].

Según la clasificación de tipos de veta y de sus propiedades de regularidad expuesta en el punto generalidades, y las propiedades de los métodos, estos se aplicarían como sigue [3]:

Tabla 2: Métodos y condiciones de aplicación. Elaboración propia basado sobre Dirige [3]

Método de explotación	Tipo de Veta			Ancho [m]			Manteo [°]	
	Regular	Irregular	Tectónica	1	2	3	60	á 90
Cut and fill	—	—	—	—	—	—	—	—
Resuing	—	—	—	—	—	—	—	—
Shrinkage Stopping	—	—	—	—	—	—	—	—
Alimak	—	—	—	—	—	—	—	—
SLS	—	—	—	—	—	—	—	—

Tomando en consideración la calidad de la roca y los requerimientos de cada método, Dirige [3] también propone un cuadro de aplicación de métodos. Se ha modificado



ligeramente su clasificación de calidad de roca como se indica en la siguiente tabla, usando indicador de calidad de roca Q de Barton:

**Tabla 3: Equivalencia de calidades de roca. Elaboración propia.**

<b>Q</b>	P1	P2	P3	P4	F	G1	G2	G3	G4
<b>RMR</b>	I		II		III	IV		V	

La aplicabilidad de cada método en función de la calidad de roca del mineral y de la roca de caja se expone a continuación:








**Tabla 4: Aplicaciones de métodos según tipo de roca. Elaboración propia sobre trabajo de Dirige [3].**

<b>Método de explotación</b>	<b>Roca Mineralizada</b>	<b>Hanging wall</b>	<b>Foot-Wall</b>
Cut and fill	II a IV	II	II a III
Resuing	II a IV	II a III	II a IV
Shrinkage Stopping	III a IV	II a III	III a IV
Alimak	IV a V	IV a V	IV a V
SLS	IV a V	IV a V	IV a V

### 2.2.5 Costos

Como se ha indicado anteriormente, los costos asociados a los métodos de vetas angostas son altos. En Dirige [3] se puede encontrar una relación entre los distintos métodos, indicando los costos relativos de cada uno de ellos (línea azul) y la dilución asociada (línea roja segmentada). Esta se expone a en la siguiente tabla.

**Tabla 5: Características de métodos de vetas. Elaboración propia basado en Dirige [3].**

<b>Método de explotación</b>	<b>Bajo</b>	<b>Medio</b>	<b>Alto</b>
Cut and fill			
Resuing			
Shrinkage Stopping			
Alimak			
SLS			

Estas relaciones no concuerdan perfectamente con lo expuesto por McCarthy [2], donde se encuentra que los costos del método Alimak y los costos del método de Cut and Fill son aproximadamente los mismos. A juicio del autor, los costos del método Alimak son más creíbles viniendo de McCarthy, debido a su naturaleza de consultor en proyectos de vetas angostas en Australia.

Según McCarthy [2], para una mina australiana operando 200.000 toneladas anuales, ley media 20 ppm, el costo de mina es el siguiente, descontando la inflación australiana del periodo y haciendo la equivalencia a dólares americanos:

**Tabla 6: Costos de distintos métodos mineros, según aparece en McCarthy [2].**

	<b>Uphole retreat</b>	<b>Alimak</b>	<b>Cut and Fill</b>
Costo por tonelada [USD/ton]	80.3	97.3	89.3
Costo por onza [USD/oz]	173.0	200.1	230.8

Si bien estos costos no parecieran ser muy realistas para las condiciones chilenas en 2010, al menos permiten reflejar la relación de costo entre estos distintos métodos.

A modo de conclusión de esta primera parte, la minería de vetas angostas se caracteriza por explotar cuerpos semitabulares de baja potencia, entre 0.5 y 3 m con distintas propiedades de continuidad, geomecánicas, de regularidad y manteo. Las condiciones de las vetas serán los parámetros de entrada para la elección de los distintos métodos viables para su explotación.

Los métodos de explotación de vetas angostas son muy variados, con distintos grados de mecanización, selectividad y tasa de explotación, generalmente de alto costo comparativo con otros métodos mineros.



### 2.2.6 Cut and Fill

En esta sección se hará una descripción del método de Cut and Fill, donde se analizarán sus distintas variantes y la aplicación de estas.

#### 2.2.6.1 Descripción del método

Es un método altamente selectivo que permite recuperar gran parte del mineral, incluso más de 90%, con una baja dilución Rubio [5]. Este método consiste en la extracción de tajadas horizontales de mineral y luego rellenar excavación realizada con material proveniente de los relaves de la planta o estéril de desarrollos en otros sectores de la mina, según se define en *Methods for Underground Mining* [6].

#### 2.2.6.2 Variantes

Los diseños de Cut and Fill son variados, pero en general se pueden distinguir tres grandes ramas. A continuación se da una descripción detallada de cada variante de diseño, como se explica en *Mining Engineering Handbook* [7].

#### 2.2.6.3 Overhand

Es el método de Cut and Fill por defecto. En esta variante se desarrolla una rampa principal hasta un cierto nivel y desde allí se accede al cuerpo mineralizado por una rampa secundaria. A partir de este nivel, inicia y avanza la explotación en forma ascendente [6], extrayendo tajadas horizontales. Una vez completada una tajada, se rellena el caserón vacío generado y este relleno sirve de piso para extraer la siguiente tajada horizontal.

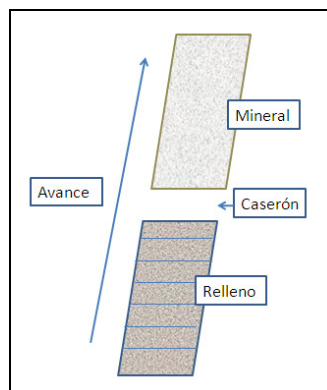


Figura 9: Esquema de desarrollo de overhand cut and fill. Elaboración propia.

### 2.2.6.3.1 Accesos

Para acceder al cuerpo mineralizado se utiliza una rampa emplazada al costado del cuerpo mineralizado llegando hasta el nivel inferior de inicio. Desde esta rampa principal, se desarrollan rampas secundarias que permiten acceder a distintos subniveles. Las opciones y configuraciones de rampas de acceso son variadas, dependiendo de cada diseño específico, pero en la mayor parte de los casos se configuran como se ilustra en la siguiente figura:

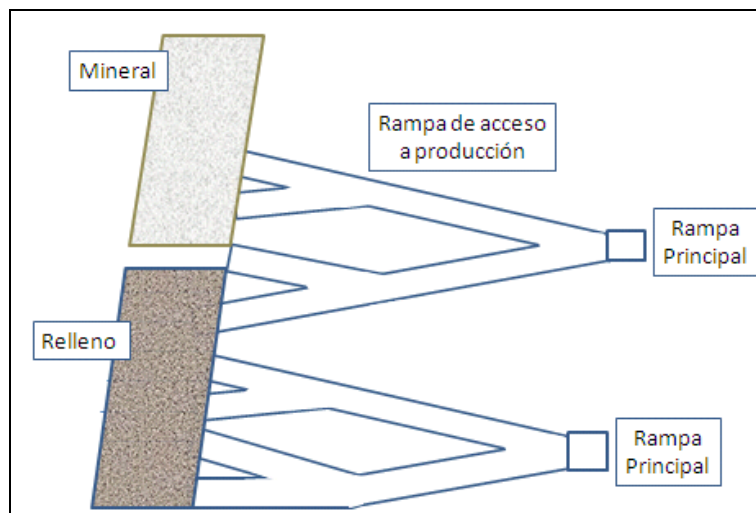


Figura 10: Accesos a los caserones en Cut and Fill. Elaboración propia.

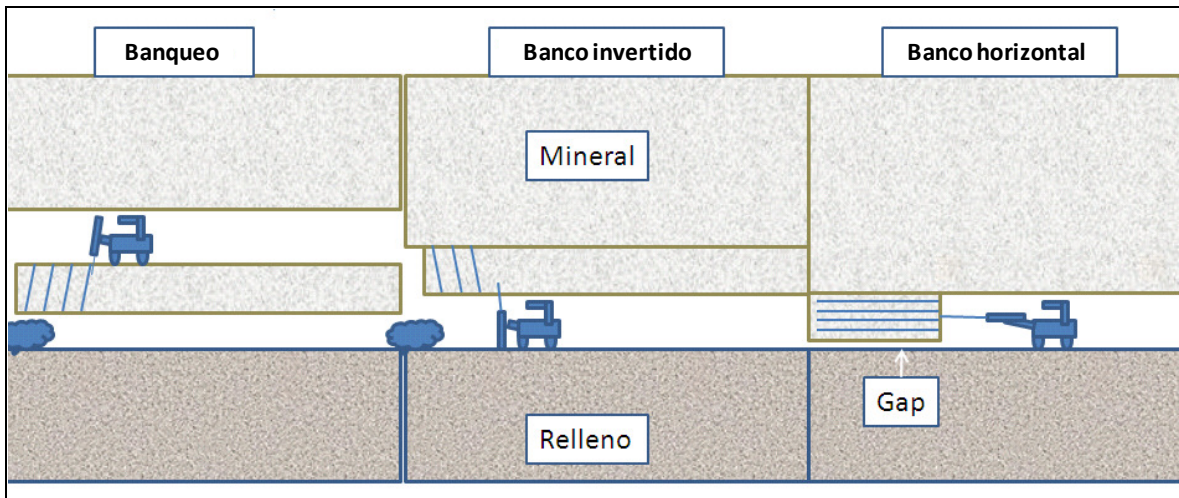
### 2.2.6.3.2 Perforación y tronadura y extracción

La perforación puede realizarse de variadas formas, se nombran 6 en Mining Engineering Handbook [7], de las que se destacan las siguientes:

- **Perforación por banqueo:** Se trabaja con dos subniveles separados entre 4 y 10 m, dependiendo del diseño. Desde el nivel superior se realizan tiros paralelos hacia abajo, y luego se truena el material hacia el subnivel inferior, desde donde se extrae con un LHD.
- **Perforación hacia arriba:** En esta variante, se perforan los tiros como un banco invertido desde el mismo subnivel de extracción y el material tronado cae hacia el piso y se extrae desde el subnivel con un LHD.
- **Perforación a la frente, banco horizontal:** Se perfora hacia la frente, rompiendo hacia una cara libre horizontal. Ello se logra dejando un espacio

sin rellenar entre la roca y el piso para permitir el esponjamiento del mineral tronado. El mineral se extrae desde el piso del mismo subnivel.

Las distintas formas de quebrar el material se muestran a continuación:



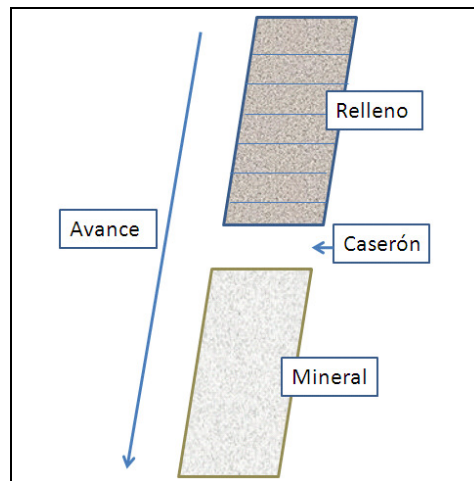
**Figura 11: Opciones de perforación y producción en Cut and Fill. Elaboración propia.**

#### 2.2.6.4 Underhand

Esta variante de Cut and Fill funciona en forma descendente. Ello implica que el relleno se coloca en el techo del caserón y que luego se trabaja desde allí hacia el subnivel inferior. Por ende la tajada inicial se excava en la parte superior del panel que se desea explotar. Se utiliza en aquellos casos en que la roca es extremadamente incompetente, lo que pondría en riesgo la seguridad en el caserón. De este modo el relleno pasa a ser el techo, con mejor calidad que la roca original.

Para colocar el relleno en el techo, se emplaza una estructura sobre la galería que se desea conservar y se inyecta el relleno, el cual debe tener características de consolidación mejores que las de la variante anterior. Como es de esperar, la mayor parte del soporte del relleno superior proviene del roce con las paredes del caserón ya explotado.

En la siguiente figura se aprecia la secuencia de avance en *Underhand Cut and Fill*



**Figura 12: Esquema de desarrollo de Underhand Cut and Fill. Elaboración propia**

#### 2.2.6.4.1 Accesos

El acceso con el método *Underhand* es similar al acceso de la modalidad *Overhand*, salvo que el primer subnivel se ubica en la parte superior del cuerpo. Por ende, la rampa se va profundizando a medida que avanza la extracción.

#### 2.2.6.4.2 Perforación y tronadura y extracción

Los métodos perforación y tronadura viables en *Underhand* son banqueo y perforación a la frente, cuidando dejar un gap entre el relleno superior y el mineral.

#### 2.2.6.5 Drift and fill

Se aplica en cuerpos de mayor espesor. Este método consiste en excavar una galería y rellenarla, para luego hacer otra al costado y así sucesivamente. Puede realizarse con la configuración *Over* o *Underhand*. A continuación se muestra un esquema de cómo funciona este método.

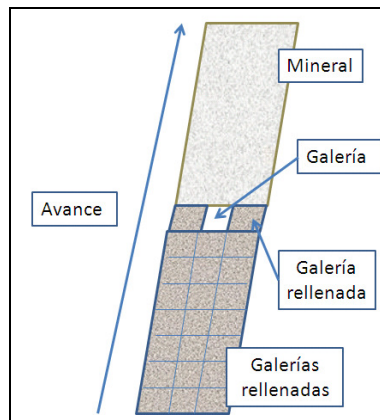


Figura 13: Esquema de desarrollo de Drift and Fill Cut and Fill. Elaboración propia.

##### 2.2.6.5.1 Acceso

El acceso es de forma similar al de los otros tipos de Cut and Fill, entrando por el centro del panel.

##### 2.2.6.5.2 Perforación y tronadura

Como lo indica su nombre, se excavan galerías que luego se rellenan. Por ende, la perforación y tronadura se conduce tal y como si se tratase de un avance, con una rainura inicial y tiros que la utilizan como cara libre. La extracción es similar a la del avance de un túnel.

##### 2.2.6.6 Aplicaciones

El método de Cut and Fill se aplica primordialmente en vetas de minerales valiosos con un alto manto, debido a la necesidad de ayuda de la gravedad para el flujo de materiales [7]. Debido a su selectividad, este método es utilizado igualmente para cuerpos irregulares. También se escoge en aquellos casos en que se por las magnitudes del cuerpo, se requerirían excavaciones muy amplias, afectando la estabilidad.

En el mismo texto [7] se indica que la aplicación de este método surge de las siguientes condiciones:

- Se requiere minería selectiva
- Se tienen malas condiciones geomecánicas
- Otros métodos producirían demasiada dilución
- No existe continuidad del mineral ni ley

En Introductory Mining Engineering [8] se hace una revisión de las condiciones de aplicabilidad muy coincidente con lo anterior. Esta es:

- Calidad de roca mineralizada: De moderadamente mala a competente (muy mala con método Drift and Fill, más competente con las otras variantes)
- Calidad de roca encajadora: Pobre a medianamente pobre
- Geometría del depósito: Tabular, puede ser discontinuo e irregular.
- Manteo del depósito: Moderado a subvertical (>45 grados)), se puede ajustar a un depósito tipo manto (caso de Raglan, Underground Mining Methods [9])
- Tamaño del depósito: Angosto a ancho moderado (2 a 30 m) y de gran corrida.

Como se observa, ambos textos comparten gran parte de las condiciones de aplicación, lo que da una mayor confiabilidad al análisis.

La aplicación de las distintas variantes del método dependerá principalmente de la calidad de la roca. En Rubio [5] podemos encontrar la siguiente figura, describiendo la aplicación de las variantes en función de la calidad de roca:

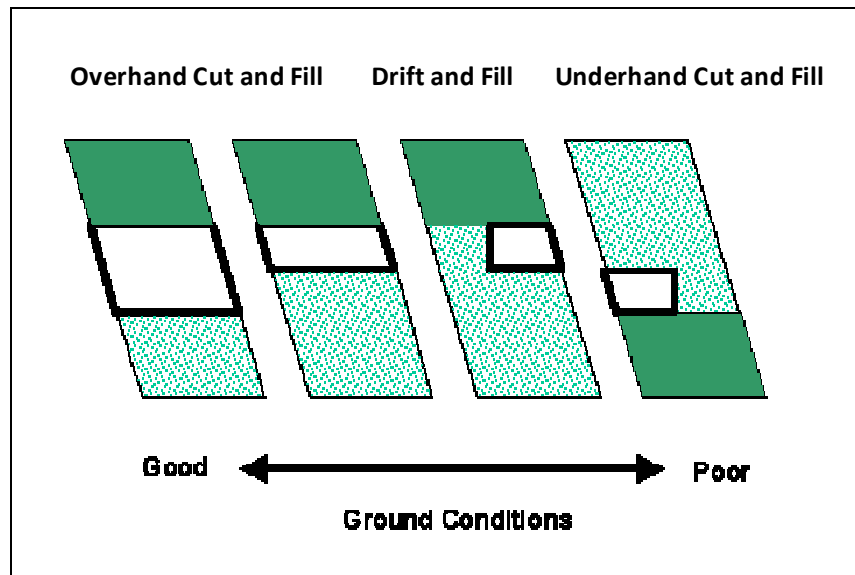


Figura 14: Aplicación de variantes de Cut and Fill según calidad de roca( Rubio 2010).

Como puede observarse, el método de *Underhand* se utiliza en aquellos casos en que la calidad de roca es tan mala, que trabajar bajo el techo mineralizado no es seguro. Por ende se opta por trabajar bajo el relleno.

El método Drift and Fill se utiliza principalmente en cuerpos más anchos (>6 m) con condiciones de roca de regular a pobre, [7].

#### 2.2.6.7 Costos

##### 2.2.6.7.1 *Modelo de costos*

Como se explica en *Underground Mining Methods* [10], existe una gran variedad de modelos de costos para minería subterránea. Estos modelos de costos ayudan al estimador a entregar un grado de certidumbre con respecto a cuales serán los costos finales del proyecto, pero variarán bastante. Por consiguiente, no se puede confiar demasiado en los valores que se obtengan de un modelo de costos simplificado, sólo entregarán un orden de magnitud de éstos.

Para una mina de Cut and Fill se sugiere una evaluación preliminar basada en el siguiente modelo de costos, proveniente del software “Sherpa”.

Tabla 7: Modelo de costos. Fuente: Stebbins & Schumacher [10]

<b>Producción</b>		<b>Galerías</b>	
Horas por turno		Sección	[m2]
Turnos día		Avance diario	[m/dia]
Días año		Avance pre producción	[Metros]
		Costo	[USD/m]
<b>Depósito</b>			
Recursos totales	[Ton]	<b>Cruzados de carguo</b>	
Manteo	[Grados]	Sección	[m2]
Corrida promedio	[Metros]	Avance diario	[m/dia]
Potencia promedio	[Metros]	Avance pre producción	[Metros]
Altura promedio	[Metros]	Costo	[USD/m]
<b>Caserones</b>		<b>Piques de traspaso</b>	
Ancho	[Metros]	Sección	[m2]
Largo	[Metros]	Avance diario	[m/dia]
Alto	[Metros]	Avance pre producción	[Metros]
Ancho sección	[Metros]	Costo	[USD/m]
Alto sección	[Metros]		
Avance por round	[Metros/round]	<b>Piques de ventilación</b>	
		Sección	[m2]
<b>Desarrollos</b>		Avance diario	[m/dia]
		Avance pre producción	[Metros]
<b>Piques de acceso o rampa</b>		Costo	[USD/m]
Sección	[m2]		
Avance diario	[m/dia]		
Avance pre producción	[Metros]		
Costo	[USD/m]		



Tabla 8: Modelo de costos. Fuente: Stebbins & Schumacher [10]

Mano de obra por hora		Trabajadores asalariados	
Mineros de producción	[hombres]	Gerentes	[hombres]
Mineros de avance	[hombres]	Superintendentes	[hombres]
Operadores de equipo	[hombres]	Ingeniero de ventilación	[hombres]
Operadores de shaft	[hombres]	Ingeniero	[hombres]
Mineros de soporte	[hombres]	Geólogos	[hombres]
Operadores de planta de relleno	[hombres]	Jefes de turno	[hombres]
Electricistas	[hombres]	Técnicos	[hombres]
Mecánicos	[hombres]	Contadores	[hombres]
Mantenedores	[hombres]	Ing. de compras	[hombres]
Ayudantes	[hombres]	Personal variados	[hombres]
Jornaleros subterráneos	[hombres]	Secretarias	[hombres]
Jornaleros de superficiales	[hombres]		
Total de trabajadores por horas	[hombres]		

Tabla 9: Modelo de costos. Fuente: Stebbins & Schumacher [10]

Requerimientos de suministros		Edificios	
Explosivos	[kg/día]	Oficina	[m2]
Detonadores	[unidades/día]	Bodega	[m2]
Amplificadores	[unidades/día]	Taller	[m2]
Mecha	[m/día]	Planta	[m2]
Bits	[unidades/día]		
Aceros de perforación	[unidades/día]	Equipos	
Tubería para relleno	[m/día]	Jumbo frontal	[Unidades]
Tubería de agua fresca	[m/día]	Jumbo radial	[Unidades]
Tubería de drenaje	[m/día]	LHD de producción	[Unidades]
Tubería de aire comprimido	[m/día]	LHD de avance	[Unidades]
Cable eléctrico	[m/día]	Apernador	[Unidades]
Tuberías de ventilación (mangas)	[m/día]	Bombas de drenaje	[Unidades]
Pernos de roca	[unidades/día]	Mezcladores de relleno	[Unidades]
Cemento	[ton/día]	Bombas de relleno	[Unidades]
Shotcrete	[m3/día]	Vehiculos utilitarios	[Unidades]
Madera o malla	[m2/día]	Compresores	[Unidades]
		Ventiladores	[Unidades]

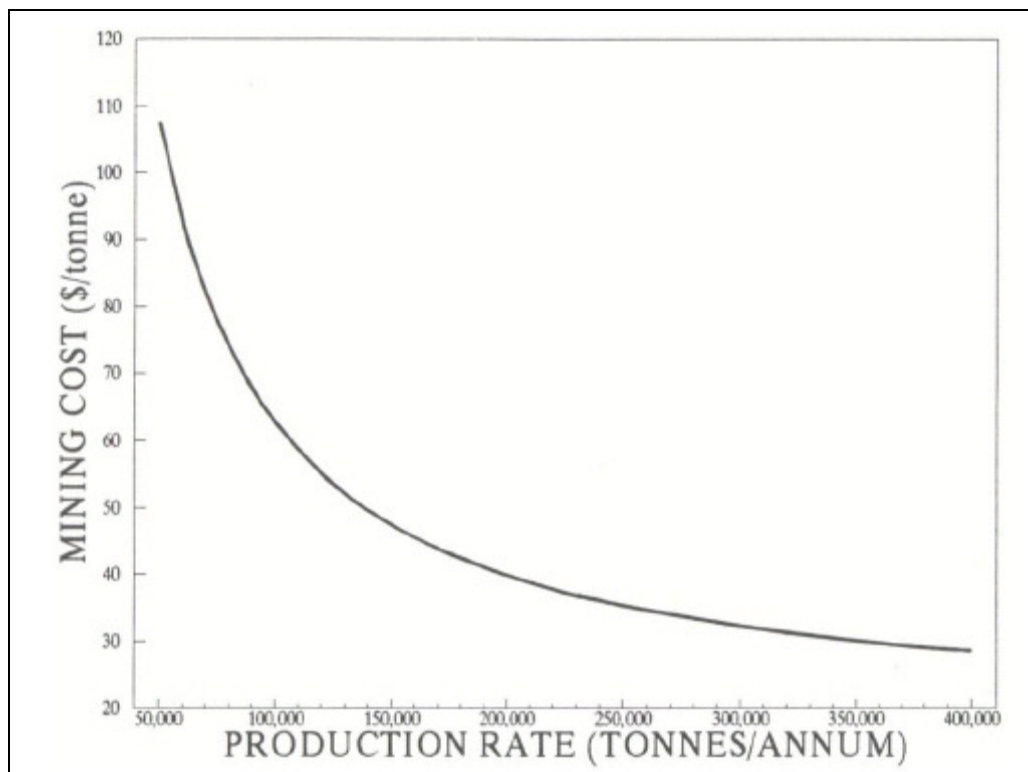
### 2.2.6.7.2 Costos del método

Los mismos autores [10] entregan una estimación de costo para diferentes minas, desde 200 a 2000 toneladas por día. Las características de las minas son muy variadas, ya sea por el ancho de vetas, por los métodos de perforación (jackleg), extracción (carros), accesos (pique), profundidad, etc., pero al menos dan una estimación de cuáles serían los costos esperados en una mina de Cut and Fill.

**Tabla 10: Costos de Cut and Fill. Fuente: Stebbins & Schumacher [10]**

Costo	200 TPD	1000 TPD	2000 TPD
Costos de operación [USD/ton]	82	46	38
Costos de capital [USD/tpd]	60,321	20,157	15,377

Se puede observar una estructura de costos decrecientes con la producción, producto de la economía de escala. Lo mismo se observa en McCarthy [2] como se muestra en la siguiente figura.



**Figura 15: Economía de escala, métodos subterráneos. Fuente: McCarthy [2].**

## 2.3 Relaves en pasta

### 2.3.1 Introducción

Los relaves en pasta son productos en que el porcentaje de sólidos es alto y tienen una buena cantidad de partículas finas [11]. Su principal característica es presentar un comportamiento mecánico distinto al de los relaves convencionales, conformando una pasta muy estable. Su uso en la minería ha aumentado significativamente por sus favorables propiedades medio ambientales, disposición y recuperación de agua. Además su estabilidad geomecánica es alta, con la consiguiente disminución de peligro por riesgo sísmico.

En Chile existen al menos 3 faenas que usan esta tecnología, Mina Cenizas de Cabildo, Mina El Toqui y Proyecto Delta, y un proyecto en etapa de puesta en marcha, Esperanza. Todas estas faenas son de mediana escala, salvo Minera Esperanza, perteneciente a la gran minería del cobre.

### 2.3.2 Relaves de alta densidad

Existen varios tipos de relaves de alta densidad. Estos son los siguientes:

- Filtrados: Procesados en filtros similares a los utilizados en filtrado de concentrados. Posteriormente se transportan en camiones o correas transportadoras.
- Alta densidad: Se procesan en espesadores de alta densidad. Se diferencian de los relaves en pasta en que no mantienen su forma y el comportamiento es similar al de una pulpa, por lo que sus depósitos son estilo convencionales.
- Pasta: Se procesan en espesadores de alta densidad. Mantienen la forma.

Este trabajo en particular se enfocará en los relaves en pasta y de alta densidad.



Figura 16: Relaves de hierro en pasta (Slottee 2010)

### 2.3.3 Reología

El comportamiento mecánico de los relaves en pasta está determinado por sus características intrínsecas: Es una suspensión de sólidos en agua. Según Slottee [12] otras características son:

- No se deposita<sup>1</sup>
- No se segrega<sup>2</sup>
- Alta concentración de sólidos en peso (cp) o en volumen (cv).
- Mantienen una forma
- Alta viscosidad

Una suspensión de sólidos en agua puede caracterizarse por 2 propiedades principales: Tensión de fluencia y viscosidad. La tensión de fluencia es aquella presión necesaria para que la pasta fluya y se mide en pascales. Es producto de las atracciones eléctricas entre las partículas que componen la suspensión. Gráficamente:

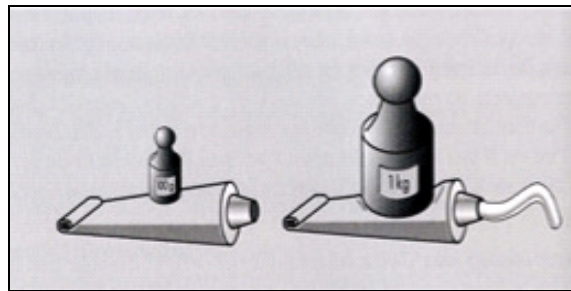


Figura 17: Tensión de fluencia (Mezger 2006)

La viscosidad por otra parte, es el valor de la dificultad para fluir rápidamente. Otra definición es oposición de un fluido a las deformaciones tangenciales. Se mide en Poise = 1 P = 0.1 Pa·s. A continuación se muestra una tabla con los valores de presión de fluencia de algunas sustancias, para dar una idea de la magnitud y naturaleza de esta:

Tabla 11: Valores de presión de fluencia para diversas sustancias.

Sustancia	Presión de fluencia [Pa]
Salsa de tomate	15
Yogurt	80
Pasta de dientes	110
Mantequilla de maní	1900
Relaves en pasta	30-100
Relaves para relleno de minas	250-300

<sup>1</sup>Separarse del líquido en el que está en suspensión, cayendo al fondo (Real Academia Española).

<sup>2</sup>Diferentes sólidos y agua no se separan en fracciones apartes.

Los relaves en pasta se caracterizan por tener una alta tensión de fluencia, que depende entre otros factores de [12]:

- Concentración de sólidos
- Distribución granulométrica
- Mineralogía
- Química del agua
- Floculantes
- Temperatura
- pH

La curva característica de la tensión de fluencia es exponencial con la concentración de sólidos y asintótica al % de humedad de un queque de filtro sin secar. Esto se muestra abajo, acompañado de una relación entre los distintos tipos de relaves:

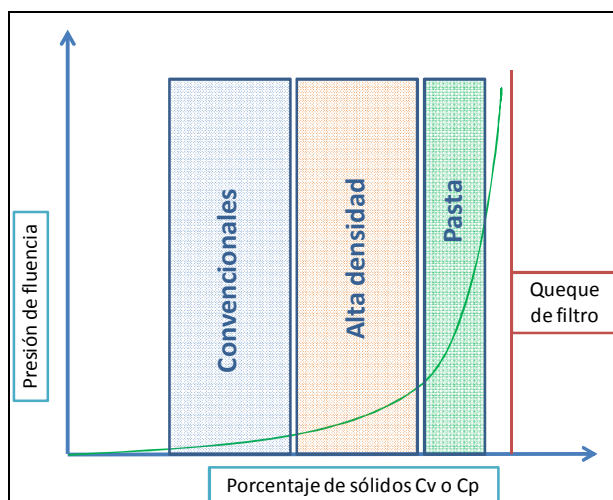


Figura 18: Curva de presión de fluencia v/s porcentaje de sólidos para relaves.

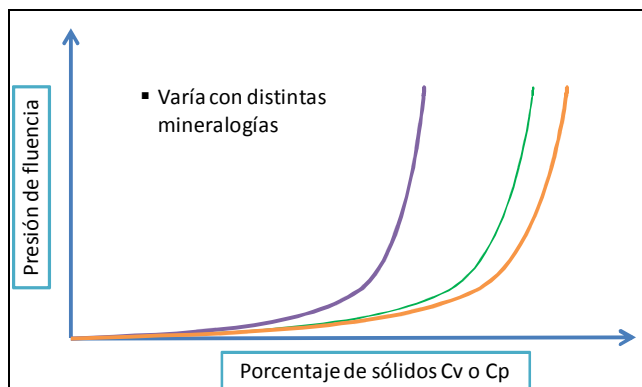


Figura 19: Presión de fluencia para distintas mineralogías

Como se muestra en la figura anterior, para una misma concentración de sólidos, la curva puede ser muy distinta, dependiendo de otras características como la mineralogía. Es el caso de los relaves de calizas y carbón, que pueden tener comportamiento de pasta con  $cp$  tan bajos como 40%. Asimismo, una distribución granulométrica distinta podrá obtener resultados muy variables.

Slottee entrega características de relaves dependiendo de rangos de presión de fluencia. Estas características se describen a continuación:

- $<30 Pa$  Pulpa con características de fluido newtoniano (relaves convencionales)
- Relaves en pasta con  $50 Pa$  produce pendientes de 1-2%
- $>> 100 Pa$  se usa para backfill en minas
- $\leq 200 Pa$  se puede utilizar bombeo centrífugo
- 30-400  $Pa$  es la presión de fluencia en la descarga de espesadores de pasta

### 2.3.4 Espesamiento

El procesamiento del relave se realiza con espesadores especiales. Hay discusión si son 2 o 3 tipos de espesadores los utilizados, pero Valdebenito [13] y Slottee los clasifican en 2 clases que se muestran en la siguiente figura:

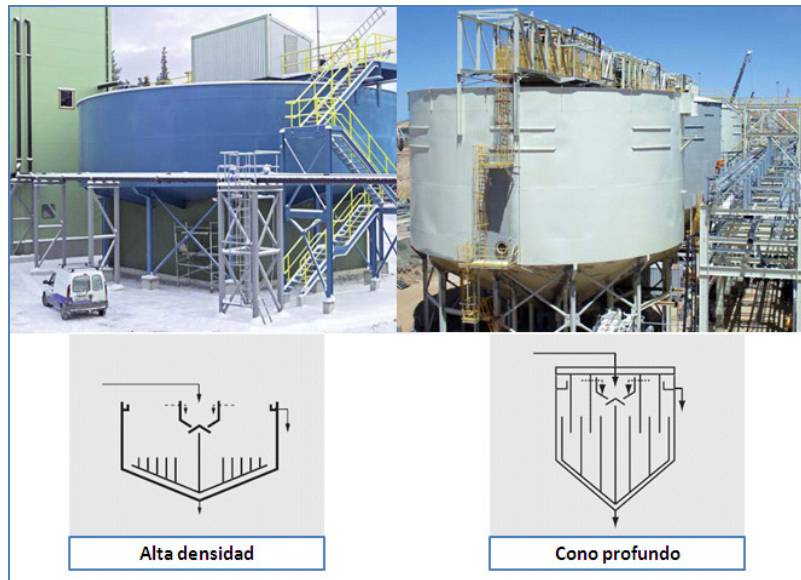


Figura 20: Espesadores de pasta. (Elaboración propia con imágenes de Outotec)

Tabla 12: Comparación de tipos espesadores en pasta. (Elaboración propia sobre base de Slottee (2010))

Parámetro	Espesadores de alta densidad	Espesadores de cono profundo
Tiempo de residencia [hr]	4 a 6	10 a 14
Presión de fluencia [Pa]	30 a 50	>>80
Espesor de cama [m]	3	10 a 15
Diámetro [m]	≤60	≤25
Relación altura/diámetro	<1	>1
Inclinación cono [grados]	≤10	30
Rendimiento	Alto	Bajo
Aplicación	Depósitos 1-2% de pendiente	Backfill, depósitos 2-6% de pendiente

Dependiendo de las características de la alimentación y de los requerimientos de los procesos de depositación y transporte, dependerá la elección de uno u otro tipo de espesador.

### 2.3.5 Transporte

El transporte de pastas presenta un gran desafío. Este se realiza utilizando cañerías y bombeo con distintos tipos de bombas, dependiendo de las características del relave. A continuación se presenta un cuadro (Slottee [14]) en donde se expone el tipo de bombas necesarias para cada caso.

Pulpa, relaves espesados y relaves en pasta (todos bombeables)				Queque (No se puede bombear)
Presión de fluencia en aumento >>>>				
<-----Segregable----->		No segregable ----->		
Baja densidad	Densidad media	Alta densidad	Pasta	
Bombeo centrífugo			Bombas desplazamiento positivo	

Figura 21 : Tipo de bombeo según características reológicas (Slottee 2009).

Según esta figura, las pastas sólo se pueden impulsar con bombas de desplazamiento positivo. No obstante Fuentes y Ruz [15] indican que aun es posible transportar ciertas pastas con bombas rotoimpulsadas.

### 2.3.6 Disposición

La disposición de los relaves en pasta es quizás una de sus características más favorables. Dado que los relaves en pasta no son segregables, no se ciclonean y se depositan juntas todas las fracciones de partículas.

Los relaves en pasta son bombeados hasta su destino y luego lanzados mediante spigots, boquillas ubicadas en torres o puntos altos. Estos caen y luego escurren hasta encontrar su pendiente natural de depositación, usualmente entre un 2-6% que depende de la tensión de fluencia propia de cada relave. Al fluir, antes de deshidratarse, se van formando delgadas láminas de relave nuevo sobre el antiguo tal como se observa en la siguiente figura.

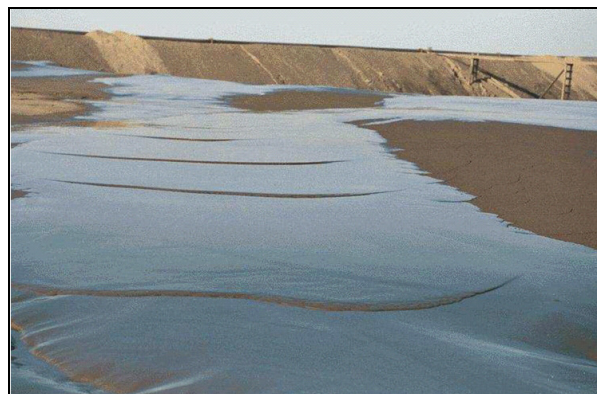


Figura 22: Flujo de relaves en láminas. (COEMIN).



En una mirada más general, los depósitos de relaves en pasta se construyen generalmente de la siguiente forma:

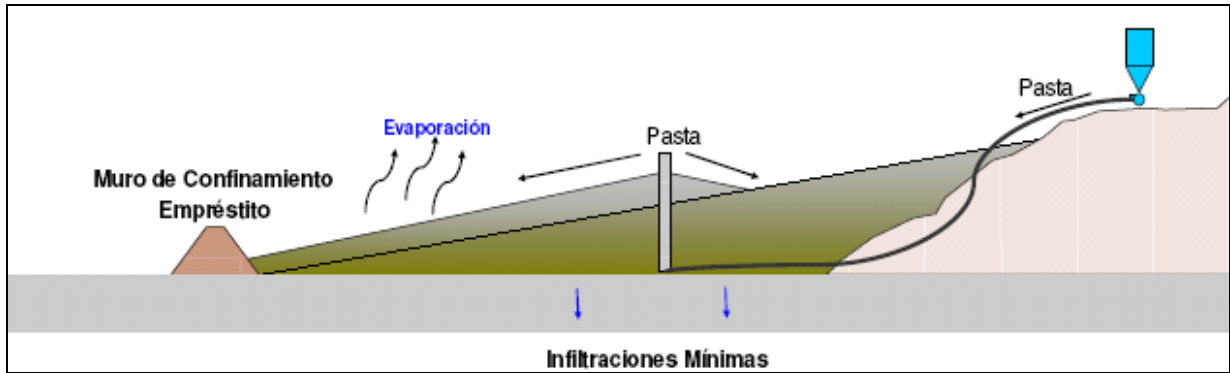


Figura 23: Esquema de un depósito de relaves en pasta. (ENAMI)

En este esquema se muestra el espesador (extremo derecho superior), los aspersores de pasta (tubo del centro) y el depósito con su muro de confinamiento.

Los depósitos de relaves en pasta se adaptan a una serie de geometrías de terreno, según se muestra en la siguiente figura.

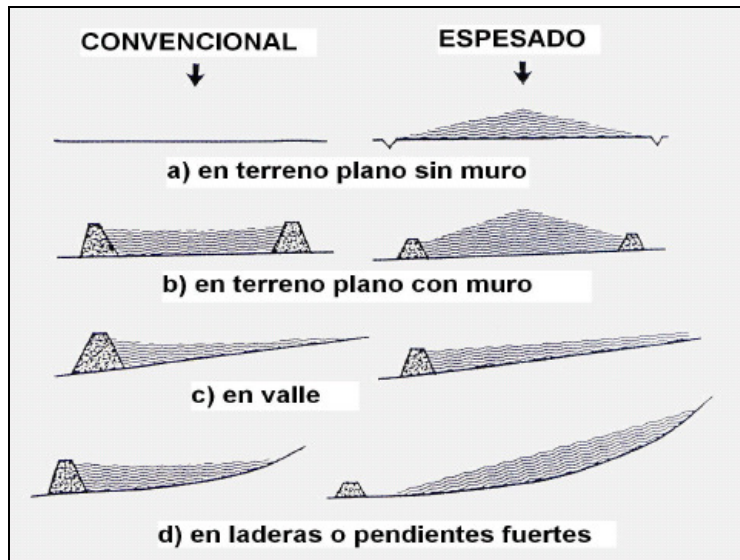


Figura 24: Disposición de relaves según geometría del terreno. (SNC Lavalin).

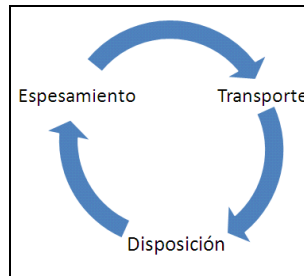
Dadas las características de su construcción, los depósitos de relaves en pasta se pueden ir construyendo aguas abajo, al contrario de los depósitos convencionales.

Se considera necesaria la construcción de un muro de contención de los relaves, que en muchos casos no debiera ser de gran tamaño dado que los relaves tienen una pendiente de depositación de hasta 6%.

En una línea muy distinta, Sernageomín propone una alternativa para pequeñas faenas: que los relaves sean espesados a pasta, secados y luego transportados con camiones a lugares más favorables para su depositación final.

### 2.3.7 Diseño de sistemas de pasta

Una de las principales características del proceso de diseño de depósitos de relaves en pasta, es la consideración de sistema circular que lo define. Ello, pues las características del depósito son influenciadas por los procesos aguas arriba. El proceso de diseño de sistemas de relaves es iterativo, tal como se indica en la figura.



**Figura 25: Diseño de un sistema de relaves en pasta.**

Ya se ha hablado de la presión de fluencia y cómo ésta afecta el bombeo y pendiente de depositación. Esta presión es creada por las atracciones entre las partículas. Durante el proceso de espesamiento y bombeo, las interacciones partícula-partícula son afectadas, disminuyendo así los valores de la presión de fluencia en lo que se llama “historia de corte” sobre la pasta.

A modo de ejemplo: si se desea un depósito con una pendiente de 4%, eso se cumple con una presión de fluencia  $X$ . Para lograr esa presión  $X$ , el proceso se debe diseñar aguas arriba, considerando bombeo, transporte y espesamiento, para que la pasta llegue con la tensión de fluencia  $X$  requerida al depósito.

### 2.3.8 Aspectos ambientales

Según Valdebenito [13], los relaves en pasta son una alternativa ambientalmente más amigable, principalmente por los siguientes aspectos:

- Mayor recuperación de agua con respecto a depósitos convencionales
- Mayor resistencia a la licuación
- Resistencia a la erosión
- Disminución de las infiltraciones
- Reducción en la contaminación del suelo
- Eliminación de las emisiones de polvo
- Prevención del drenaje ácido
- Cierre progresivo. El depósito se puede ir cerrando por sectores.
- Fácil reforestación

Se puede observar que existen varias características que los hacen muy interesantes de aplicar, sobre todo en áreas pobladas y agrícolas. Estas son el bajo riesgo de licuefacción, las emisiones de polvo, bajas filtraciones y drenaje ácido.

#### 2.3.8.1 Comportamiento con lluvias

Según el EIA de COEMIN [7], debido a la homogeneidad de los relaves en pasta y al diferencial de humedad, existe el fenómeno de capilaridad que succiona agua desde el fondo del relave hacia la superficie. Este efecto se interrumpe durante periodos de lluvia, cuando el relave absorbe agua. Pero una vez finalizado un episodio de lluvia, la capa superficial del relave nuevamente se seca y evapora, comenzando a succionar el agua desde el fondo del depósito. Con ello, el relave expulsa nuevamente el agua succionada.

Cabe destacar que si se cuenta con canales perimetrales de magnitud suficiente, durante un episodio de lluvias el relave absorberá solamente aquellas precipitaciones que caigan directamente sobre él.

#### 2.3.9 Comportamiento con sismos

Los relaves en pasta no son ajenos a los problemas con sismos. El principal problema es la licuefacción. Ésta se produce cuando con las cargas o presiones del sismo aumenta la presión de poros. No obstante, se comportan de mucho mejor forma que los relaves convencionales.

#### 2.3.10 Casos de estudio en Chile: Costos e inversiones

Se sabe que la tecnología de relaves espesados llegó a Chile recién en 2002 [16]. Sin embargo, a la fecha son varios los proyectos que la han incorporado en sus operaciones y muchas empresas la consideran en la evaluación de sus proyectos.

Para tener un orden de magnitud en los costos e inversiones asociadas a la tecnología de relaves en pasta, se han recolectado y comparado antecedentes. Los resultados se encuentran en las tablas siguientes:

**Tabla 13: Montos de inversión en proyectos de relaves en pasta en Chile.**

Mina	TPD	Inversión [MUSD]	CAPEX [USD/TPD]
El Toqui	1,500	8	5,333
Las Cenizas	2,500	10	4,000
Delta	2,000	5	2,250

Pese a la variación de los costos, se puede estimar globalmente un orden de magnitud en función de las *tpd* del proyecto. En el caso de la mina El Toqui, se considera el relleno de caserones de la mina, por lo que existen costos asociados de planta de cemento, además del bombeo de la pasta hacia sectores más altos, lo que justifica su alto costo. En el caso de la planta Las Cenizas, existe un alto costo en la construcción de un muro de contención, debido su proximidad con el poblado de Cabildo. Este muro se construyó más grande de lo necesario, para dar tranquilidad a la comunidad de Cabildo, logrando así su aprobación.

**Tabla 14: Montos de inversión para proyectos de relaves en pasta.**

Proyecto	TPD	Inversión [MUSD]	CAPEX [USD/TPD]
COEMIN [7]	6,895	17	2,501
CODELCO Norte [8]	180,000	372	2,067
Cerro Negro [9]	13,874	28	1,989
Proyecto X	100,000	166	1,662

Los costos indicados arriba corresponden a proyectos en etapa de ingeniería y datos obtenidos de ingeniería y Estudios de Impacto Ambiental (EIA) disponibles en el sitio web [www.e-seia.cl](http://www.e-seia.cl), por lo que solo reflejan en parte los costos para un proyecto. Es esperable que dada la economía de escala, el monto de inversión unitario de Codelco Norte fuese más bajo, pero la gran distancia a la que debe mover sus relaves incide directamente en la cantidad de insumos y de potencia de bombas requeridas para este efecto, y por lo tanto afecta la inversión. El Proyecto X también posee una favorable economía de escala.

Los costos operacionales que se pudo obtener, se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 15: Costos operacionales de proyectos de relaves en pasta.**

Proyecto/Mina	Costo [USD/ton]
CODELCO Norte	0.79
Delta	0.60
Proyecto X	0.11

De la misma forma, los costos operacionales del estudio realizado para Codelco Norte son bastante altos, principalmente por la gran cantidad de energía requerida en el bombeo. El costo operacional de Delta es actual, y según lo explicado por su Gerente, corresponde principalmente al bombeo de las aguas recuperadas.

En los casos de Cenizas, Delta y El Toqui, no se han presentado grandes problemas operacionales. Aun más, en el proyecto Delta han destacado que la tecnología es barata y fácil de usar.

## 2.4 Referencias

- [1] Magri, E. Summary Report Santa Andrea. 2004
- [2] McCarthy P L. 1993. Economics of Narrow Vein Mining. Proceedings Narrow Vein Mining Seminar, Bendigo, Victoria, pp 89-97.
- [3] Dirige, A. Ph. E, 1996. A proposed procedure for preliminary mining method selection for narrow veins. Mine Planning and Equipment Selection 1996. A.A. Balkema. pp 7-11
- [4] Strakoš, V., Faran, R. eds. 1997. Mine Planning and Equipment Selection 1997. Taylor & Francis. pp 129
- [5] Rubio, Enrique. 2010. Apuntes de Clases. Diseño de Cut and Fill.
- [6] Smith, M. ed. 2007. Methods for Underground Mining, Atlas Copco. Publisher Ulf Linder. pp 37.
- [7] Howard L. et al eds Hartman, Scott G. ed Britton, Jan M. ed Mutmansky. SME Mining engineering handbook, Volumen 2 SME, 1992. 988 páginas.
- [8] Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. eds. Introductory Mining Engineering. John Wiley and Sons, 2002. 570 páginas.
- [9] William A. Hustrulid, Richard L. Bullock.
- [10] Stebbins, S. Schumacher, O. Cost Estimation for underground mines. Underground Mining Methods. SME, 2001. pp 47-59
- [11] Guía técnica de operación y control de depósitos de relaves. Sernageomín. 2007.
- [12] Slottee, S. Paste Thickener Rheology. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [13] Valdebenito, R. Aspectos relevantes para la aplicación de la tecnología de pasta. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.

- [14] Slottee, S. Paste Thickener Design and Operation Selected to Achieve Downstream requirements. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.
- [15] Fuentes, R. Ruz, P. Comportamiento reológico de los relaves de alta densidad. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [16] Galaz, J. Introducción. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [17] EIA “Deposito de Relaves en Pasta Sector 5”, COEMIN. 2010.
- [18] Rayo, J. Fuentes, R. Orellana, R. Large Tailings Disposal-Conventional Versus Paste. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.
- [19] Barrera, S. Hills, R. Cerro Negro: Assesment of Beach Slope and Indetermination of the Operational Limits of Centrifugal Pumps. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.

### 3 GEOLOGÍA

La propiedad Santa Andrea forma un alto topográfico entre las Cuenca de drenaje de los esteros Los Puercos y el Estero Botalcura. Presumiblemente la silificación de sus rocas de caja fue lo que preservó esta área de la erosión. Este capítulo se ha elaborado principalmente con información extraída de Magri [1] y Rochefort [2].

#### 3.1 Geología regional

Según Magri, las rocas más antiguas son andesitas (tobas, aglomerados y lavas) interestratificadas con rocas de origen volcánico, que incluyen areniscas y limolitas. Estas están preservadas a modo de cúpula dentro de un batolito de granodiorita con biotita, que se extiende extensamente hacia el oeste y de manera más limitada hacia el este.

Las litologías descritas están intruídas por una serie de pórfidos subvolcánicos: el más antiguo de ellos es diorita félsica (o cuarzodiorita conteniendo hornblenda), con una marcada tendencia estructural ESE. Esta unidad está cortada por una variedad finamente granulada de microdiorita que sigue una tendencia estructural similar. La fase más joven, está compuesta de diques, posiblemente diques aplíticos, que tienen una estructura con orientación NNW a NNE.

Zonas de alteración-silificación con orientación ESE y con alto manto cortan las unidades ígneas y son éstas quienes albergan la mineralización de la propiedad Santa Andrea.

En una escala más amplia, el Estero Los Puercos sigue el margen oriental de un graben, un elemento estructural de tamaño regional que conecta Santa Andrea con la mina Las Palmas, productora de oro, que consiste en vetas polimetálicas, con recursos estimados de 2 *Mton* con 4.5 *ppm* de oro, 1.5% de Zn y 0.9% de Pb alojada en rocas volcánicas jurásicas y probablemente relacionada genéticamente con actividad intrusiva del Cretáceo Temprano.

Según Rochefort el área presenta un tectonismo de dirección NNW y NW, que tiene expresión en superficie en portezuelos y cambios bruscos de pendiente en faldeos.



## 3.2 Geología del yacimiento

### 3.2.1 Génesis

Basado en detallados estudios petrográficos de muestras del prospecto Santa Andrea, unidos a observaciones petrológicas durante el desarrollo de los programas de exploración, NAZCA Resources determinó la siguiente secuencia paragenética de Santa Andrea:

- Introducción batolítica de un stock granodiorítico en la secuencia de rocas sedimentarias y volcánicas con hornfelsificación en los bordes del batolito.
- Reintrusión de una serie de intrusivos dioríticos y cuarzodioríticos.
- Desarrollo de un sistema de alteración tipo pórfido alrededor de los cuerpos intrusivos y desarrollo de mineralización de Cobre-Molibdeno en las zonas de alteración potásica.
- El colapso progresivo del sistema llevó a una alteración retrógrada sobreimpuesta de tipo fílica sobre las alteraciones previas.
- Emplazamiento tardío de diques aplíticos
- Posible desarrollo contemporáneo de un sistema de alteración tardía tipo epimesotermal con ocurrencia de silificación a lo largo de las estructuras mayores; la deposición de mineralización de oro-bismuto tomó lugar dentro de estas estructuras.

### 3.2.2 Mineralización

La mineralización tardía de Santa Andrea ocurre en las estructuras silificadas con rumbo ESE en vetas de hasta 50 m de ancho y una de hasta 2 km de largo. Estas estructuras contienen calcedonia y cuarzo bandeados que alberga cantidades significativas de oro.

Estudios petrológicos sugieren características epitermales altas a mesotermiales para las vetas, que se formaron en la evolución tardía del pórfido desde fluidos magmáticos. De las texturas en las rocas, es probable que el mecanismo de deposición haya sido mezcla de fluidos en oposición a ebullición. Este mecanismo permite la amplia continuidad vertical de la mineralización en las estructuras. Como consecuencia, estos objetivos de exploración podrían ofrecer depósitos de tamaño significativo y gran persistencia. Sin embargo se requiere el desarrollo de más trabajos para evaluar de mejor manera la naturaleza y el control en el proceso de mineralización.

Por otro lado, Marcos Valencia define el yacimiento como un depósito relacionado a intrusivos (Intrusion Related) en un arreglo estructural de jog extensionales.

### *3.2.3 Estructuras y tectónica*

El tectonismo mayor detectado en el área consiste en dos grupos de fallas principales de rumbos NW y aproximadamente EW. Estas fallas se expresan en superficie en cambios bruscos de pendiente en faldeos, portezuelos y lineamientos topográficos.

Localmente con el mapeo de detalle se detectaron fallas orientadas en direcciones N60-80W, N20-30W y N25-45E.

### *3.2.4 Mapa*

Se presenta un mapa geológico en el Anexo de Geología.

## **3.3 Exploración**

En el proyecto Santa Andrea se han realizado diversas campañas de exploración desde 1989, tres de ellas con la modalidad de contrato de exploración con opción de compra. El orden de estas es el siguiente:

- Santa Andrea: Campaña de muestreo y geoquímica de superficie. 1989.
- Minera Northern Resources: Realizó muestreo superficial, trincheras y 24 sondajes diamantinos con un total de 1354.5 m perforados en la zona este del yacimiento.
- Nazca Resources: Realizó muestreo superficial, geofísica, trincheras y 15 sondajes diamantinos en la zona oeste del yacimiento. Descubrimiento de la zona oeste.
- Minera Cielo Azul: Realizó 7 sondajes de aire reverso.

### *3.3.1 Sondajes y trincheras*

A continuación se muestran los sondajes y trincheras realizados hasta el momento. Los sondajes DDH son aquellos perforados por Northern Resources, SA por Nazca Resources y A\_AR por Minera Cielo Azul. Las trincheras TR fueron cavadas por Nazca y las Z por Northern Resources. Los únicos sondajes de aire reverso son los perforados por Minera Cielo Azul.

Tabla 16: Largo de trincheras y sondajes en Santa Andrea

Sondaje	Largo [m]	Sondaje	Largo [m]	Trinchera	Largo [m]	Trinchera	Largo [m]
DDH-01	56.8	SA-33	57.3	TR-1	8.0	Z-33	6.4
DDH-02	43.7	SA-34	52.2	TR-2	21.0	Z-34	4.0
DDH-03	73.5	SA-35	81.5	TR-3	57.0	Z-35	2.8
DDH-04	87.2	SA-36	110.5	TR-4	38.0	Z-36	4.2
DDH-05	65.0	SA-37	87.9	TR-5	39.0	Z-37	4.6
DDH-06	84.5	SA-38	90.3	TR-6	20.0	Z-38	1.9
DDH-07	64.7	SA-39	135.5	TR-7	28.0	Z-39	4.9
DDH-08	72.0	A_AR_01	116.0	TR-8	33.0	Z-40	9.2
DDH-09	54.1	A_AR_02	78.0	Z-01	7.7	Z-41	6.9
DDH-10	70.0	A_AR_03	50.0	Z-02	2.2	Z-42	4.0
DDH-11	43.0	A_AR_04	98.0	Z-03	2.8	Z-43	2.7
DDH-12	64.8	A_AR_05	158.0	Z-04	5.9	Z-44	3.9
DDH-13	46.2	A_AR_06	200.0	Z-05	9.9	Z-45	5.2
DDH-14	61.3	A_AR_07	72.0	Z-06	4.3	Z-46	21.7
DDH-15	31.9	<b>Total</b>	<b>3320.5</b>	Z-07	6.2	Z-47	11.8
DDH-16	49.8			Z-08	6.0	Z-48	11.4
DDH-17	50.5			Z-09	16.0	Z-49	8.8
DDH-18	36.3			Z-10	10.3	Z-50	4.8
DDH-19	20.1			Z-11	7.8	Z-50A	4.1
DDH-20	36.5			Z-12	5.7	Z-51	26.2
DDH-21	63.3			Z-13	94.0	Z-52	11.1
DDH-22	62.0			Z-14	7.1	Z-53	15.9
DDH-23	5.8			Z-15	6.0	Z-54	12.3
DDH-24	112.2			Z-16	4.0	Z-55	14.4
SA-25	103.2			Z-17	2.6	Z-56	3.7
SA-26	98.4			Z-18	3.0	Z-57	3.2
SA-27	42.9			Z-19	3.3	Z-58	11.2
SA-28	58.0			Z-20	4.8	Z-59	18.3
SA-29	38.7			Z-21	4.3	Z-60	21.7
SA-30	78.3			Z-22	12.0	Z-61	4.9
SA-31	76.3			Z-23	7.9	Z-62	3.1
SA-32	83.3			Z-24	2.7	Z-63	20.3
				Z-25	25.0	Z-64	4.0
				Z-26	8.0	Z-65	8.0
				Z-27	3.8	Z-66	5.7
				Z-28	4.0	Z-67	7.3
				Z-29	24.5	Z-68	12.0
				Z-30	28.8	Z-69	12.9
				Z-31	10.3	Z-70	44.2
				Z-32	6.8	Z-71	12.0
						<b>Total</b>	<b>986.4</b>

A continuación se muestran los sondajes con sus tramos mineralizados. Los sondajes de Northern Resources no fueron analizados por cobre. Los sondajes de Minera Cielo Azul sólo interceptaron una estructura, de 6 m de ancho reportado, con leyes de oro superiores a 1 ppm y cobre sobre 2%.

Tabla 17: Tramos mineralizados de sondajes en Santa Andrea.

NORTHERN RESOURCES - Sondajes						NAZCA - Sondajes						
Sondaje	Desde	Hasta	Largo	Au	Cu	HOLE-ID	FROM3	TO	LENGTH	Au	Cu	AuEq
	[m]	[m]	[m]	[g/t]	[%]		[m]	[m]	[m]	[g/t]	[%]	[g/t]
DDH-01	4.74	7.55	2.81	3.51		SA-25	9.85	12.00	2.15	0.48	0.43	1.33
DDH-01	17.36	22.37	5.01	3.52		SA-25	12.00	15.95	3.95	3.71	0.38	4.46
DDH-01	22.37	24.37	2.00	11.77		SA-25	15.95	17.20	1.25	27.70	3.61	34.89
DDH-02	0.70	10.70	10.00	2.35		SA-25	18.00	20.00	2.00	0.62	0.43	1.47
DDH-02	15.52	16.95	1.43	2.11		SA-25	44.00	45.00	1.00	0.57	2.11	4.76
DDH-04	24.05	25.01	0.96	1.90		SA-25	48.90	50.80	1.90	1.38	1.13	3.63
DDH-04	25.01	26.67	1.66	0.35		SA-25	52.80	54.80	2.00	1.61	1.54	4.67
DDH-04	26.67	31.70	4.43	9.75		SA-26	0.00	1.00	1.00	0.62	0.19	0.99
DDH-07	21.03	22.70	1.67	4.98		SA-26	22.65	24.70	2.05	3.01	0.63	4.27
DDH-09	24.60	25.70	1.10	4.71		SA-26	24.70	27.00	2.30	0.41	0.48	1.37
DDH-10	16.82	18.00	1.18	1.76		SA-26	27.00	28.00	1.00	2.07	0.28	2.62
DDH-11	29.40	31.80	2.40	4.37		SA-26	28.00	30.00	2.00	12.71	1.88	16.45
DDH-11	33.80	35.90	2.10	6.12		SA-26	30.00	32.00	2.00	0.73	0.50	1.72
DDH-12	26.80	30.07	3.27	1.44		SA-26	41.00	42.00	1.00	0.76	0.05	0.86
DDH-13	0.50	0.73	0.23	3.61		SA-26	64.00	65.00	1.00	2.18	0.53	3.23
DDH-13	20.62	22.29	1.67	5.09		SA-27	13.00	14.00	1.00	2.62	0.08	2.78
DDH-13	22.29	23.40	1.11	0.13		SA-27	14.00	16.00	2.00	0.46	0.07	0.61
DDH-13	23.40	24.38	0.98	8.52		SA-27	16.00	17.00	1.00	2.43	0.06	2.55
DDH-14	17.50	18.25	0.75	4.30		SA-27	17.00	19.00	2.00	0.65	0.12	0.89
DDH-15	2.25	4.45	2.20	0.91		SA-27	19.00	24.00	5.00	5.33	3.03	11.36
DDH-15	10.70	12.05	1.35	0.66		SA-27	27.00	30.00	3.00	0.42	0.67	1.75
DDH-15	12.05	16.15	4.10	2.72		SA-28	34.00	35.00	1.00	11.73	1.02	13.76
DDH-15	19.90	20.25	0.35	1.22		SA-28	35.00	39.00	4.00	2.57	1.68	5.90
DDH-16	8.20	11.05	2.85	3.22		SA-28	39.00	42.00	3.00	15.22	3.86	22.90
DDH-16	21.70	22.60	0.90	0.42		SA-28	42.00	45.00	3.00	4.30	1.80	7.88
DDH-16	22.60	24.15	1.55	1.43		SA-29	0.00	1.00	1.00	0.52	0.15	0.83
DDH-16	24.15	27.00	2.85	6.14		SA-29	17.00	18.00	1.00	3.89	0.11	4.11
DDH-16	27.00	28.15	1.15	1.55		SA-29	18.00	21.00	3.00	0.50	0.48	1.46
DDH-16	28.15	29.90	1.75	4.28		SA-31	13.20	22.00	8.80	0.57	0.12	0.81
DDH-17	40.05	40.46	0.41	0.51		SA-31	22.00	25.00	3.00	1.48	0.65	2.77
DDH-17	40.46	42.07	1.61	2.28		SA-31	25.00	27.00	2.00	14.32	0.80	15.90
DDH-17	42.07	43.00	0.93	0.42		SA-31	27.00	29.00	2.00	5.44	1.42	8.26
DDH-18	24.60	27.50	2.90	0.44		SA-31	29.00	32.00	3.00	0.45	1.05	2.54
DDH-18	27.50	29.30	1.80	1.22		SA-31	32.00	44.00	12.00	0.22	0.47	1.15
DDH-19	4.65	6.40	1.75	0.41		SA-31	48.00	49.00	1.00	5.08	0.14	5.35
DDH-19	6.40	7.70	1.30	1.09		SA-31	52.00	56.00	4.00	0.27	0.30	0.88
DDH-19	7.70	8.55	0.85	0.31		SA-31	56.00	58.00	2.00	2.70	0.63	3.96
DDH-20	0.40	6.50	6.10	2.84		SA-33	29.00	31.00	2.00	0.47	0.60	1.66
DDH-21	~18.00	~20.00	~2.00	3.07		SA-33	31.00	35.00	4.00	7.98	7.26	22.42
DDH-03						SA-34	45.00	46.00	1.00	0.14	0.78	1.68
DDH-05						SA-34	46.00	47.00	1.00	1.70	0.83	3.36
DDH-06						SA-35	30.00	38.00	8.00	0.68	0.21	1.10
DDH-08	Sin intervalos mineralizados					SA-37	30.00	32.00	2.00	0.61	0.61	1.83
DDH-22						SA-37	64.00	66.00	2.00	0.11	1.06	2.22
DDH-23						SA-38	43.00	44.00	1.00	1.19	0.70	2.58
DDH-24						SA-38	44.00	46.00	2.00	0.46	0.29	1.03
						SA-38	47.00	48.00	1.00	1.48	0.24	1.95
						SA-38	80.00	82.00	2.00	1.62	0.13	1.88
						SA-39	94.00	95.00	1.00	3.67	1.68	7.01
						SA-39	95.00	96.00	1.00	0.49	0.60	1.69
						SA-39	96.00	100.00	3.00	1.09	0.93	2.93
						SA-39	100.00	102.00	2.00	0.50	1.33	3.15
						SA-39	120.00	122.00	2.00	0.85	0.76	2.37
						SA-39	122.00	125.00	3.00	2.37	0.65	3.67
						SA-30						
						SA-32				Sin intervalos mineralizados		
						SA-36						

### 3.4 Zonas de interés

La exploración en el proyecto se ha realizado en al menos 3 zonas, donde se ha determinado la existencia de al menos 2 vetas en cada una. Éstas son las zonas Oeste, Este y Noreste que se muestran a continuación:

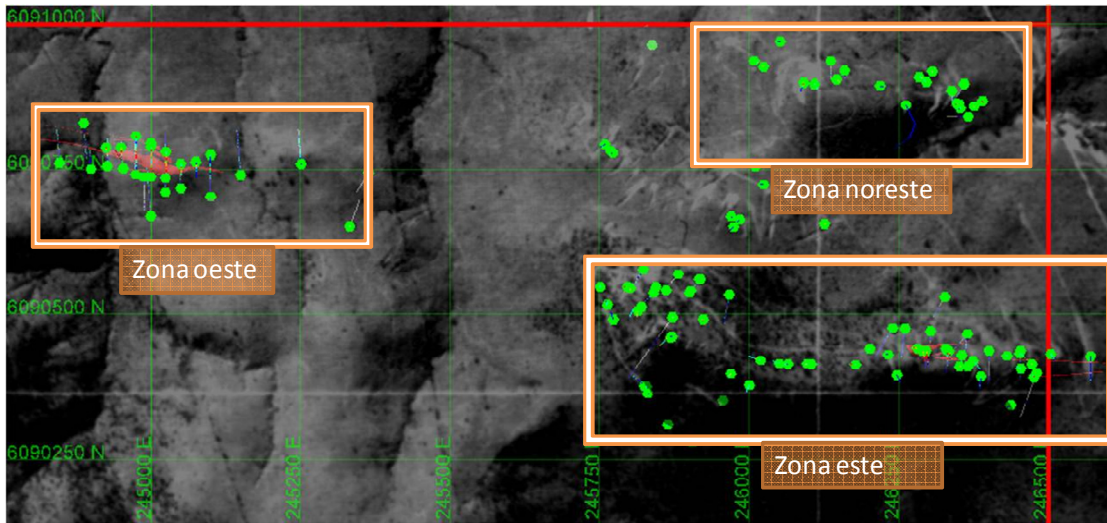


Figura 26: Zonas de interés de exploración. Sondajes y trincheras en puntos verdes.

Durante este estudio, se realizó el modelamiento de las vetas en las zonas este y oeste, al ser las que tienen mayor número de sondajes y trincheras. A continuación se muestran las zonas y las vetas modeladas.

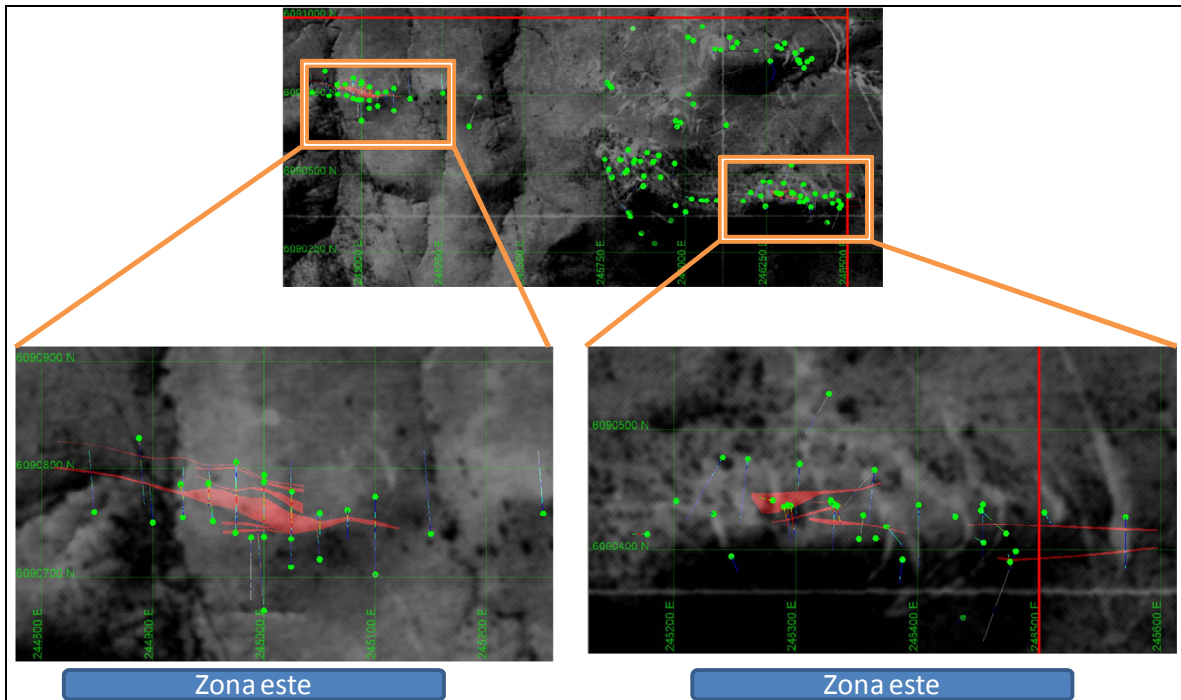


Figura 27: Zonas de interés y modelos de vetas.

### 3.5 Potencial de exploración

El potencial del yacimiento está asociado a dos variables:

- Extensión de la exploración: sólo se ha explorado un 25% de la propiedad, donde el 75% restante requiere de geología básica, trincheras y sondajes. Se requiere explorar zonas de continuidad de las vetas además de la zona noreste, donde existen pocos sondajes.
- Continuidad en profundidad de las vetas. No existen sondajes muy profundos y estudios geofísicos indican la continuidad de las vetas hasta aproximadamente 250-300 m de profundidad.

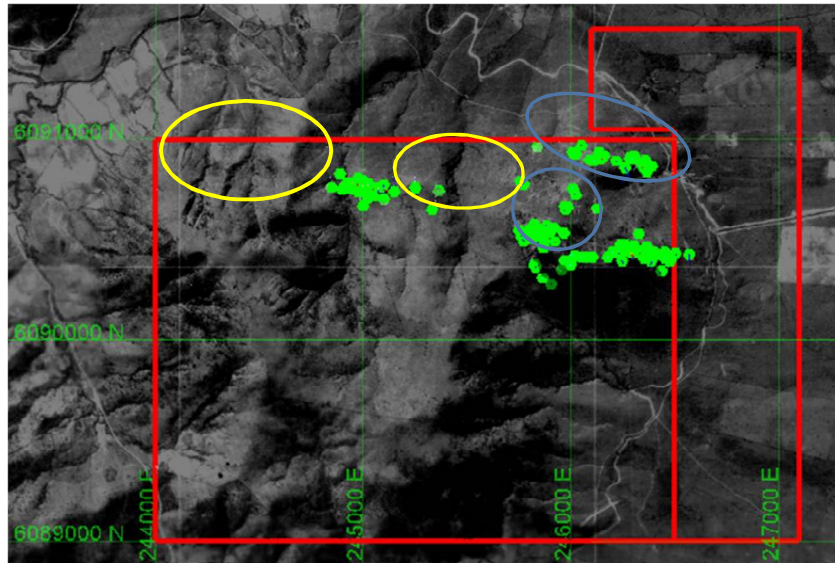


Figura 28: Zonas de potencial de exploración asociadas a continuidad de las vetas.

#### 3.5.1 Geofísica

En 2009 Zonge ingeniería realizó un estudio de polarización inducida de polo-dipolo. En total fueron 7.8 km de líneas en 4 perfiles. La calidad de los datos resultó buena y modelos de inversión 2D de permitió obtener imágenes robustas de resistividad y pases (IP) dentro del área de estudio hasta unos 250-300 m de profundidad.

Los resultados de modelamiento de inversiones 2D definen grandes zonas en la subsuperficie de elevado IP coincidente con zonas de alta y moderada que sugieren una diseminación significativa de sulfuros metálicos en profundidad, que quizás está asociada con mineralización observada en vetas que afloran en intrusivos cuarzo dioríticos. No existen zonas significativas de baja resistividad dentro de las zonas de elevada respuesta IP que puedan sugerir una concentración de alteración o mineralización.

Se recomienda que los objetivos de exploración no solo se basen en la potencia o tamaño de la anomalía IP, sino también zonas de menor amplitud de respuesta IP también sean consideradas para la continuación de la exploración.

### 3.6 Geomecánica

La información de geomecánica es muy poca en este proyecto. Se tiene alguna información de fracturamiento y de resistencia a la compresión uniaxial (UCS).

#### 3.6.1 Fracturamiento

Las descripciones de los sondajes no incluyen datos de fracturas en la mayor parte de los casos. No obstante en la Zona Oeste existen 6 sondajes que sí tienen información de fracturamiento (fracturas por metro  $ff/m$ ) observadas por el geólogo metro a metro. A continuación se muestra un promedio en intervalos de 10 m.

Tabla 18: Datos de fracturamiento.

Tramo		Fracturamiento [ff/m]					
Inicio [m]	Termino [m]	SA25	SA26	SA27	SA28	SA29	SA30
0	10	0	120	130	200	60	80
10	20	150	200	130	100	50	200
20	40	60	150	150	40	80	30
40	46	220	150	50	50	60	100
46	50	50	150	90	30		80
50	60	80	70		30		80
60	70	30	150				70
70	80	6	80				25
80	90	6	40				
90	100	4	10				
100	110	3					

Se puede observar que la roca está intensamente fracturada en general y sólo en algunas zonas se tiene índices más favorables. Además se observa que con la profundidad disminuye el fracturamiento.

#### 3.6.2 Resistencia a la compresión

Durante la visita a la propiedad se colectaron 6 muestras de sondajes para realizar ensayos UCS. La ubicación y características de las muestras se muestran en la siguiente tabla:

Tabla 19: Muestras para ensayos UCS.

Muestra	Sondaje	Profundidad	Tipo
Muestra1	DDH-17	48.3	Roca de caja
Muestra2	DDH-17	48.6	Roca de caja
Muestra3	DDH-22	60.5	Roca de caja
Muestra4	DDH-22	59.7	Roca de caja
Muestra5	Sa-32	71.7	Roca de caja
Muestra6	Sa-32	73.0	Roca de caja



Los ensayos de UCS se realizaron en el laboratorio IDIEM de la Universidad de Chile y los resultados relevantes se muestran a continuación:

**Tabla 20: Resultados de ensayos UCS.**

Muestra	Tipo de roca	Densidad [gr/cc]	Fracturas/vetillas	Alteración	Tipo de falla	Resistencia final [Mpa]
Muestra1	Volcánica	2.66	No	Arcillas, cloritización, óxidos	Mixta	116.46
Muestra2	Volcánica	2.61	No	Cloritizacion y arcillas	Matriz	96.44
Muestra3	Intrusiva	2.79	Vetillas con arcillas	Clorita, pirita, óxidos, arcillas	Estructura	34.83
Muestra4	Intrusiva	2.84	Vetillas con arcillas	Pirita diseminada, clorita, arcillas	Matriz	233.38
Muestra5	Intrusiva	2.89	No	Calcita, clorita, pirita	Matriz	214.41
Muestra6	Intrusiva	2.91	Vetillas con arcillas	Clorita, pirita, arcillas en microvetillas, oxidos.	Estructura	67.92

Se puede observar que las probetas ensayadas presentan UCS elevados en la mitad de de los casos, salvo aquellos en que resistencia final se debió a una estructura. Para el proyecto Santa Andrea esto sugiere tres cosas:

- La dureza de la roca es alta
- A la profundidad analizada, la resistencia del macizo rocoso está controlada por las estructuras y no por la dureza de la roca. Esto se comprueba con muestras extraídas del mismo tramo y que se comportan de forma diferente dependiendo o no de la presencia de estructuras (M3,M4) y (M5,M6).
- Dada la cantidad de estructuras, como se mostró en el título 3.6.1. de fragmentación, el comportamiento del macizo está definida en su mayor parte por estructuras.

### **3.7 Bibliografía**

- [1] Magri, E. Summary Report Santa Andrea. 2004
- [2] Rochefort, G. Proyecto Santa Andrea Geología y Programa de Exploración. Minera Northern Resources. 1991.

## 4 ESTIMACIÓN DE RECURSOS

### 4.1 Datos de sondajes y trincheras

Los datos utilizados para la estimación de recursos provienen de aquellas campañas de exploración descritas en la Introducción. Los datos corresponden a sondajes diamantinos (HQ), muestras de trincheras y mapeo geológico de estructuras en superficie. Para ver los datos, dirigirse al anexo de estimación de recursos.

#### 4.1.1 Interpretación geológica

La interpretación geológica del yacimiento Santa Andrea fue realizada por el Sr. Marcos Valencia, geólogo con vasta experiencia en minas de vetas angostas de oro como El Peñón y Alhue ubicadas en Antofagasta y V región respectivamente. Se interpretó el yacimiento como un depósito tipo vetiforme, con mineralización de oro y cobre principalmente, con dos zonas de mineralización predominantes: Este y Oeste. Los análisis estadísticos fueron realizados en conjunto por el Sr. Valencia y el Dr. Eduardo Magri.

Para realizar la estimación de recursos, se interpretaron vetas en ambas zonas, excluyendo aquellas muestras fuera de estas regiones. Se utilizó una ley de corte de 1 ppm de oro equivalente para determinar los límites de estas. La fórmula utilizada tiene como parámetros de entrada los términos de referencia indicados en la Tabla 21 y los parámetros iniciales del capítulo planificación y diseño minero:

Tabla 21: Términos de referencia para cálculo de oro equivalente.

Parámetro	Valor	Unidad
Precio Cu	2.3	[USD/lb]
Recuperación Cu	91%	
Precio Au	890	[USD/oz]
Recuperación A	81%	

Con los datos anteriores, la fórmula de oro equivalente se determinó como:

$$Au \text{ Equivalente} = Ley Au + 1.991 * Ley Cu$$

Ecuación 1

$$Ley de corte equivalente = \frac{(Costo_{MinaRajo} + Costo_{Planta}) * 31.104}{(Precio_{Au} - Costo_{Venta Au}) * Recuperación_{Au}} = \frac{(3 + 20) * 31.104}{(890 - 20) * 0.81} = 1.0 ppm eq$$

Ecuación 2

En la zona este se interpretó la existencia de 7 vetas mientras en la oeste la existencia de 6 vetas. A continuación se muestran imágenes de los sólidos tridimensionales que determinan las vetas interpretadas para cada zona. Se muestran cortes y vistas en planta.

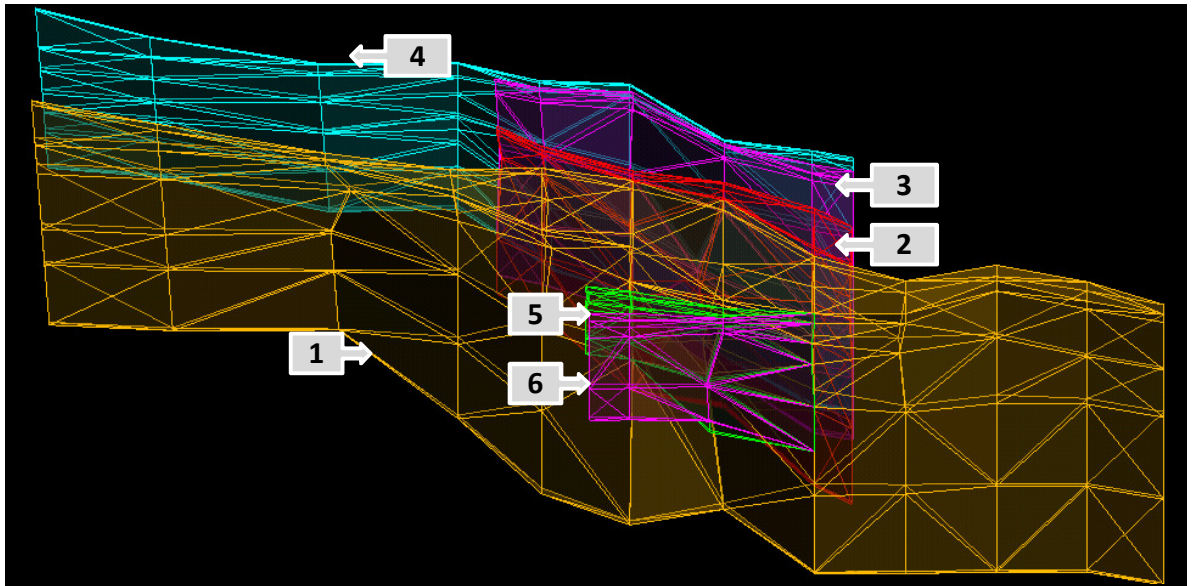


Figura 29: Vista en planta sólidos zona oeste.

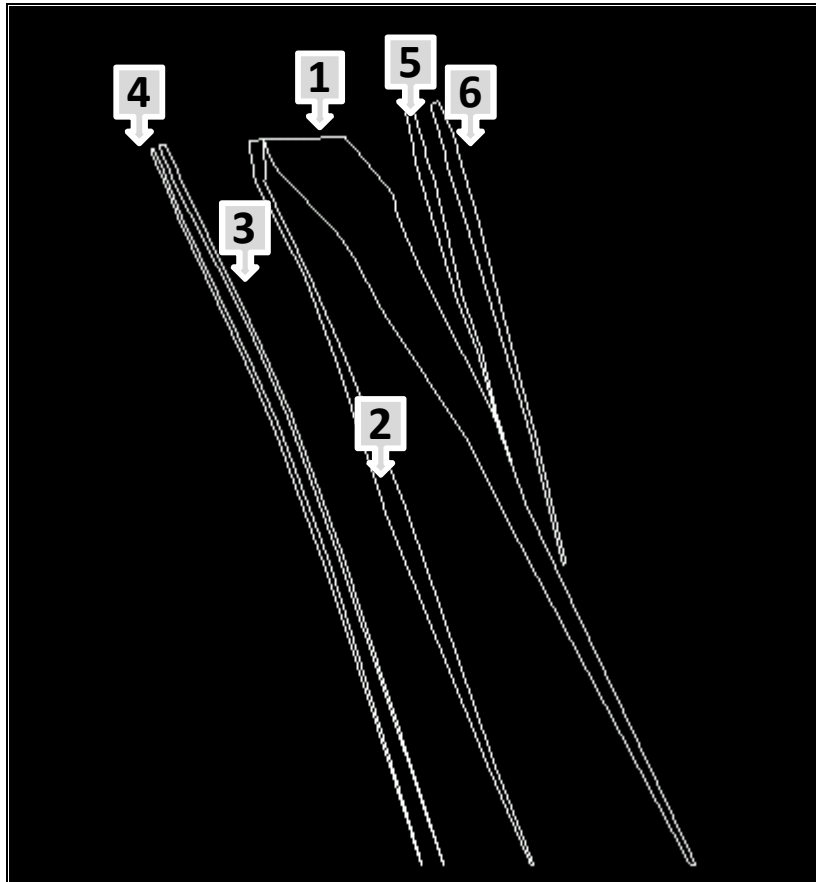


Figura 30: Corte transversal (244980 E) sólidos zona oeste

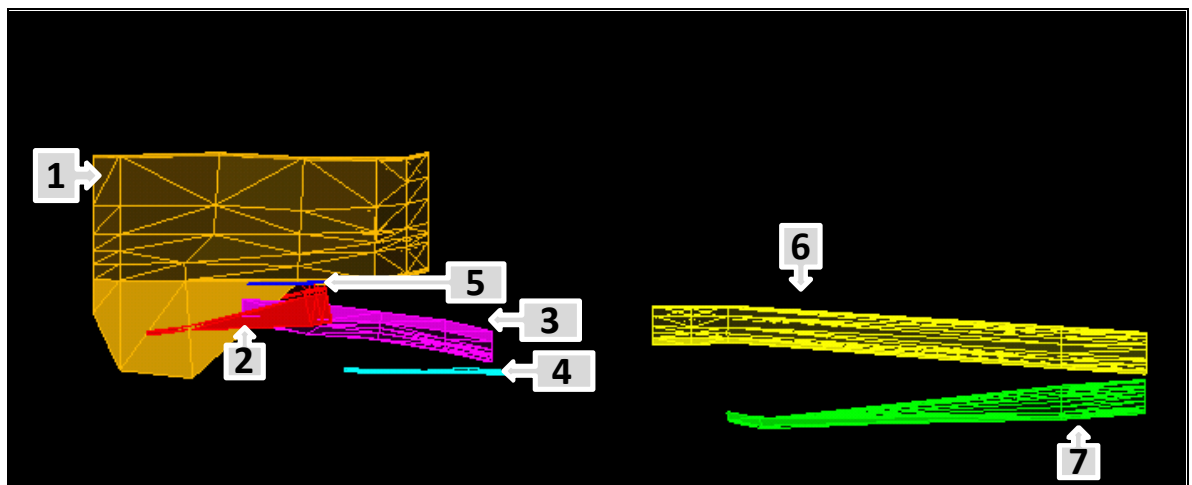


Figura 31: Vista en planta sólidos zona este.

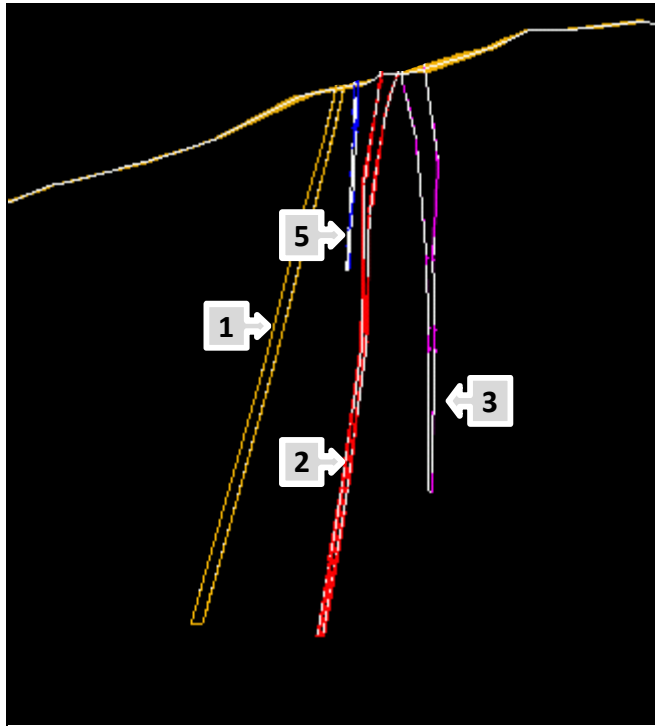


Figura 32: Corte transversal (246330 E) sólidos zona este.

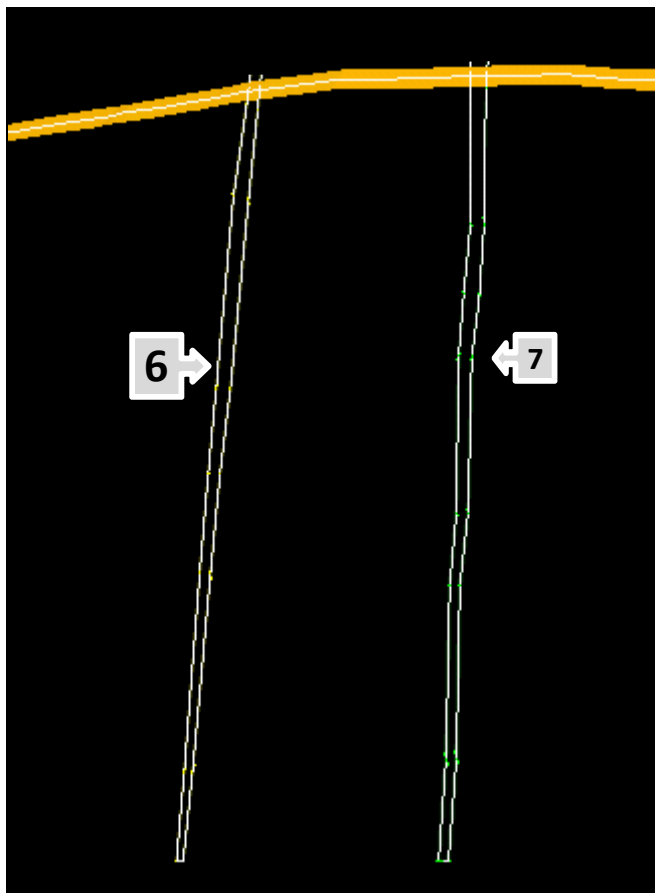


Figura 33: Corte transversal (246520 E) sólidos zona este.

## 4.2 Análisis estadístico y variográfico

Se realizó una serie de análisis estadísticos y variográficos sobre la información existente de cada una de las 13 estructuras modeladas para el proyecto, además de análisis globales para los sectores mineralizados. Estos se describen a continuación.

### 4.2.1 Intersecciones completas

Es compósitos corresponden al largo total de intersección del sondaje con el sólido interpretado para cada una de las 13 vetas. Se realizaron los siguientes análisis:

- Histogramas con estadísticas básicas de las variables oro y cobre total (sector oeste) ponderadas por los largos de los compósitos.
- Estadísticas que incluyen: número de compósitos, promedio simple, promedio ponderado por largo, máximo, mínimo, mediana, percentiles 25%, 75%, 98% y 99%, varianza y desviación estándar. Los resultados se muestran en el anexo de estimación de recursos.

Como resultados relevantes de esta sección, se puede observar la alineación este-oeste del yacimiento y la continuidad vertical. Además, la media de las intersecciones de los sondajes con las vetas es de 4 m aproximadamente. Esto no es una medida del ancho de las vetas, pues las intersecciones son en aprox. 45 °. Además también incluye las muestras de trincheras superficiales que son horizontales y prácticamente perpendiculares a las estructuras.

### 4.2.2 Muestras

Se realizaron los siguientes análisis sobre las muestras tal como provienen de la base de datos. Los análisis realizados corresponden a:

- Gráfico de probabilidad acumulativa de los largos de las muestras con el objetivo de determinar el tamaño de compósito apropiado para la evaluación de cada veta.
- Histogramas con estadísticas básicas de las variables oro y cobre total (sector oeste) ponderadas por los largos de los compósitos.
- Estadísticas que incluyen: número de compósitos, promedio simple, promedio ponderado por largo, máximo, mínimo, mediana, percentiles 25%, 75%, 98% y 99%, varianza y desviación estándar. Los resultados se muestran en el anexo de estimación de recursos.

Las figuras 34 y 35 muestran los gráficos de probabilidad acumulativa de los largos de las muestras de las zonas este y oeste respectivamente. El término “ORE” corresponde a todas las estructuras interpretadas en cada sector.

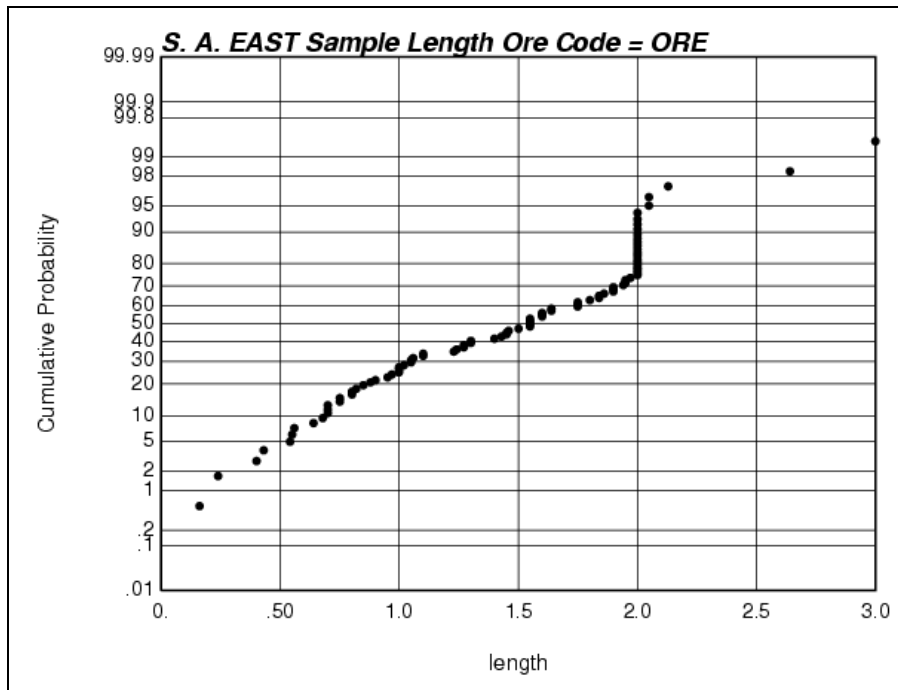


Figura 34: Función cumulativa (F(x)) de largos de las muestras de sondajes zona este.

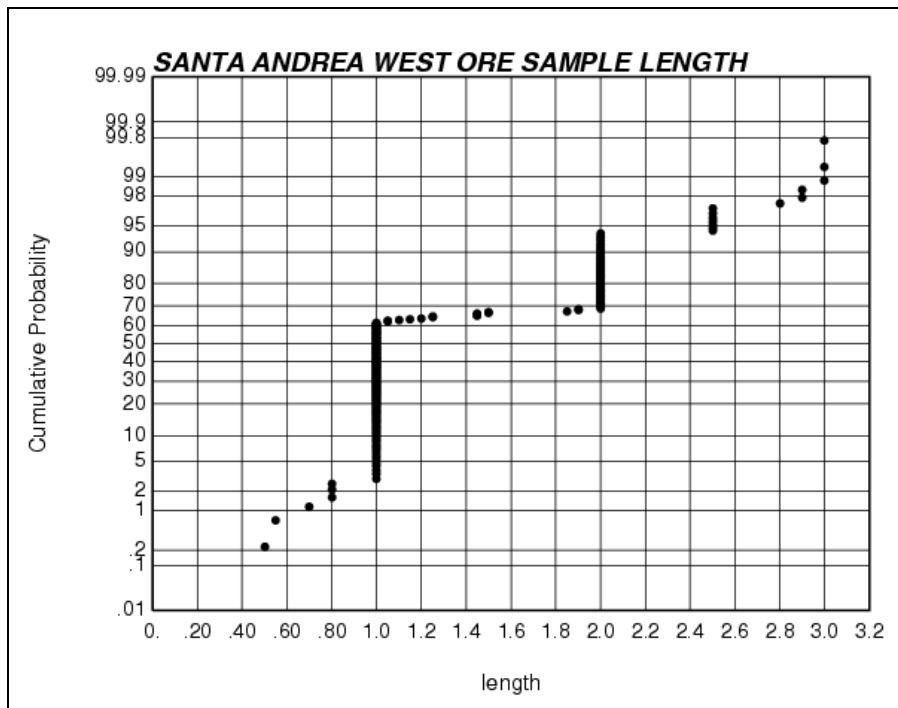


Figura 35: Función cumulativa (F(x)) de largos de las muestras de sondajes zona oeste.



Se observa que en ambos casos el 95% de las muestras miden menos de 2 *m* de largo y además, no hay muestras de largos mayores a 4.0 *m*, de modo que al calcular compósitos de 2.0 *m* no se producirán repeticiones que podrían afectar la varianza poblacional.

Estadísticas y gráficos más completos se encuentran en el anexo de estimación de recursos, adjunto en un CD.

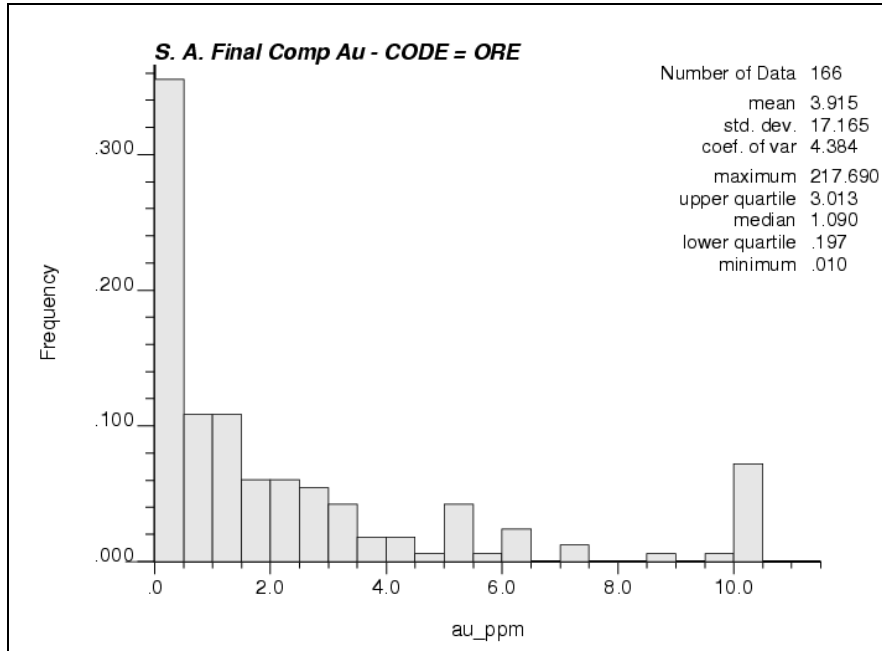
#### 4.2.3 *Compósitos*

Basado en los análisis de largo de las muestras descritos anteriormente, se decidió compositar a un tamaño de 2 *m* en ambos sectores.

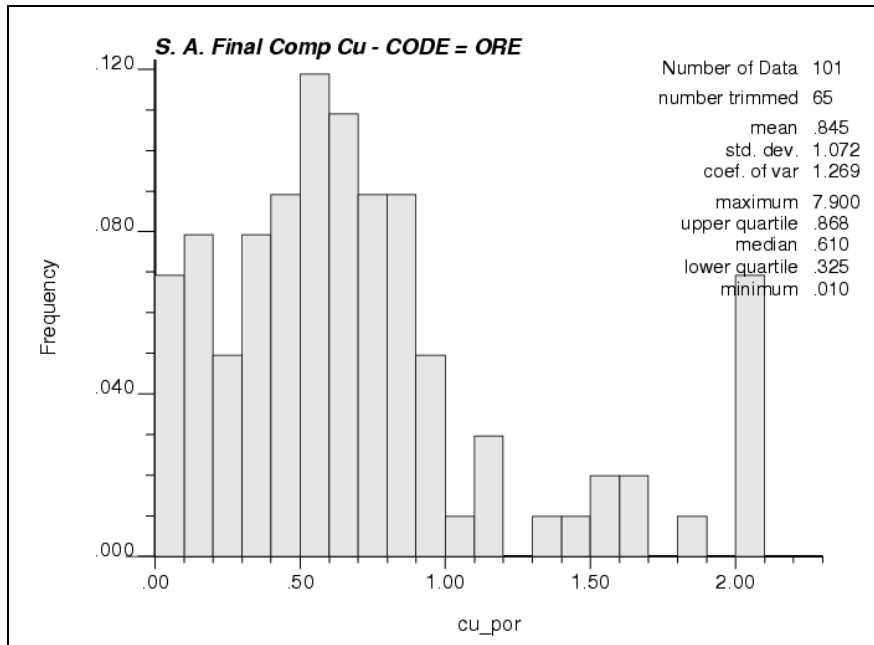
Sobre los compósitos calculados a 2.0 *m* de longitud se prepararon los siguientes análisis para cada veta de cada sector. Se hizo análisis similares para todas las muestras de vetas “ORE” y de estéril “WASTE” de cada sector:

- Histogramas con estadísticas básicas de las variables oro y cobre total (sector oeste). Las figuras 36, 37 y 38 muestran los histogramas para oro y cobre del sector oeste y oro en el sector este respectivamente.
- Gráficos de probabilidad acumulativa: Al generar la compositación dentro de los sólidos de las vetas, quedan tramos que no completan los 2 *m*, por lo que son más pequeños. Debido a que hay muy pocos compósitos menores a 0.5 *m* y además existe escasez de datos se utilizaron todos los compósitos generados en la estimación. Esto se muestra en las figuras 39 y 40.

Es sabido que valores extremos o “outliers”, especialmente si están aislados pueden producir severas sobrestimaciones de las leyes de los bloques. La identificación de estos valores extremos se hizo mediante inspección visual de los gráficos de probabilidad acumulativa de las variables oro y cobre para el sector oeste y oro para el sector este. Estos gráficos se presentan en las figuras 41, 42 y 43 respectivamente.



**Figura 36: Histogramas de leyes de oro zona oeste.**



**Figura 37: Histograma de leyes de cobre zona oeste.**

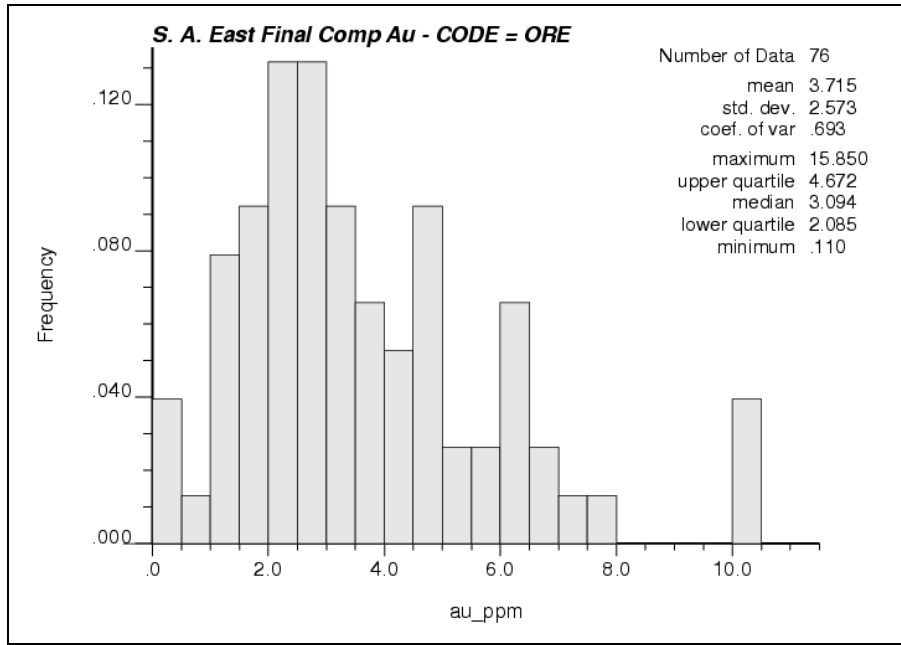


Figura 38: Histograma de leyes de oro zona este.

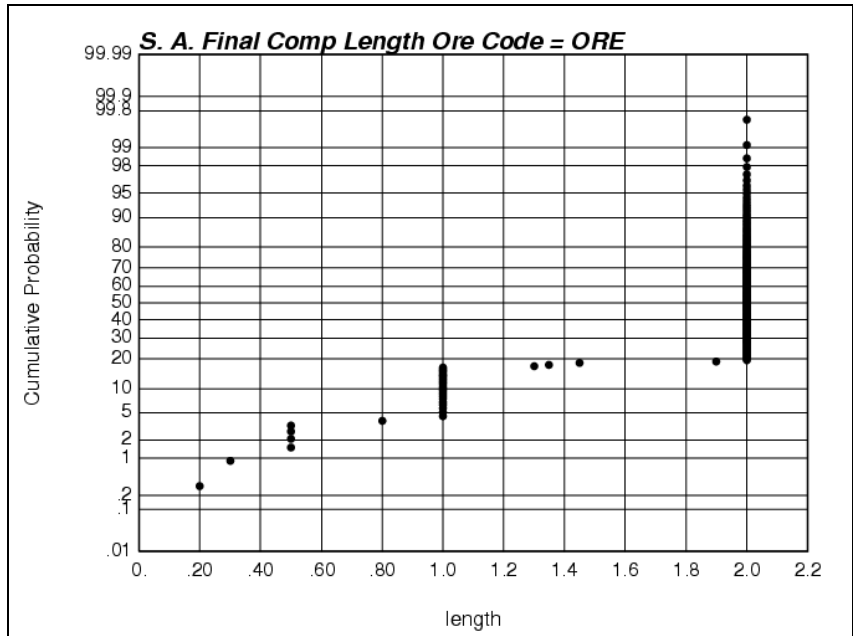


Figura 39: Gráfico de Probabilidad acumulada de largo de compósitos zona oeste.

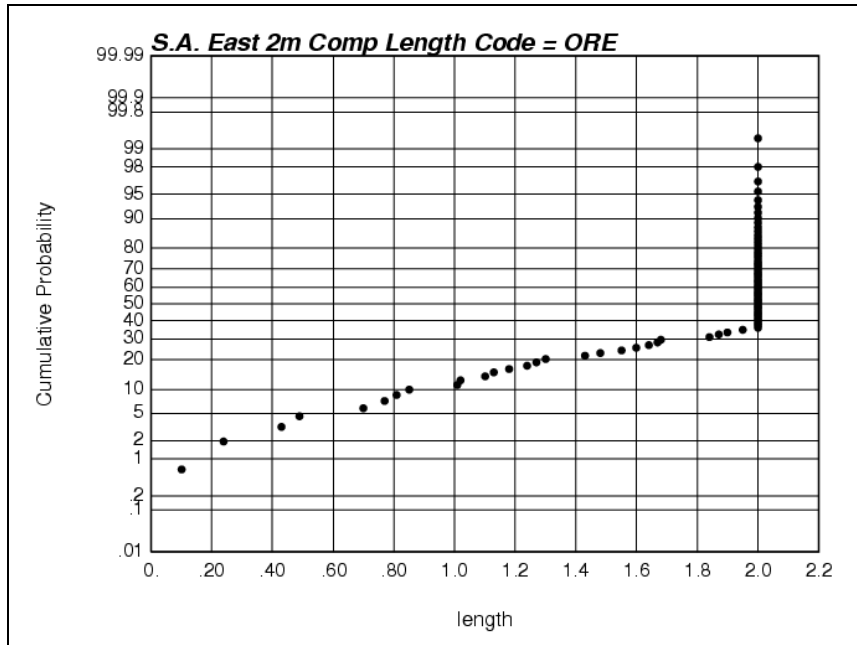


Figura 40: Gráfico de función acumulada de largo de compósitos.

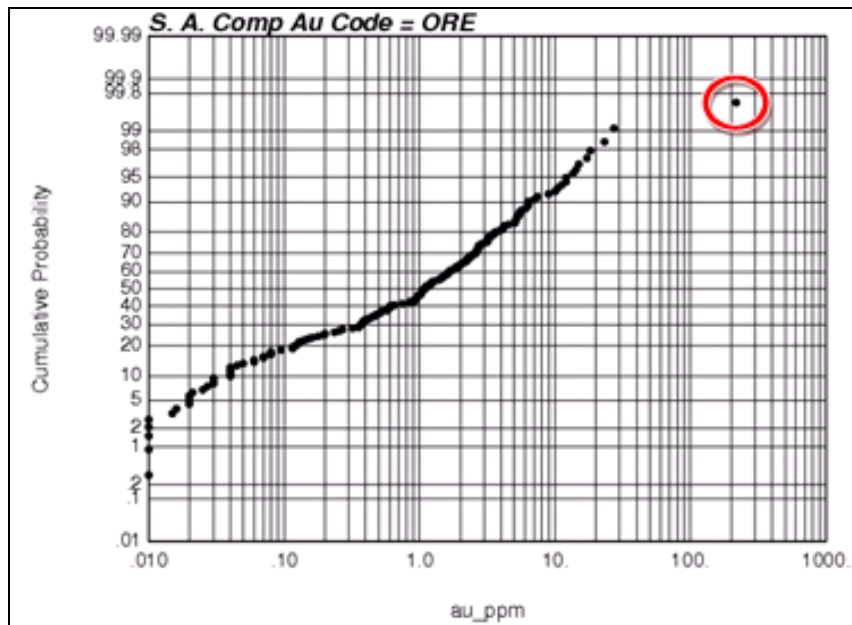


Figura 41: Identificación de outlier (en rojo) de oro en zona oeste.

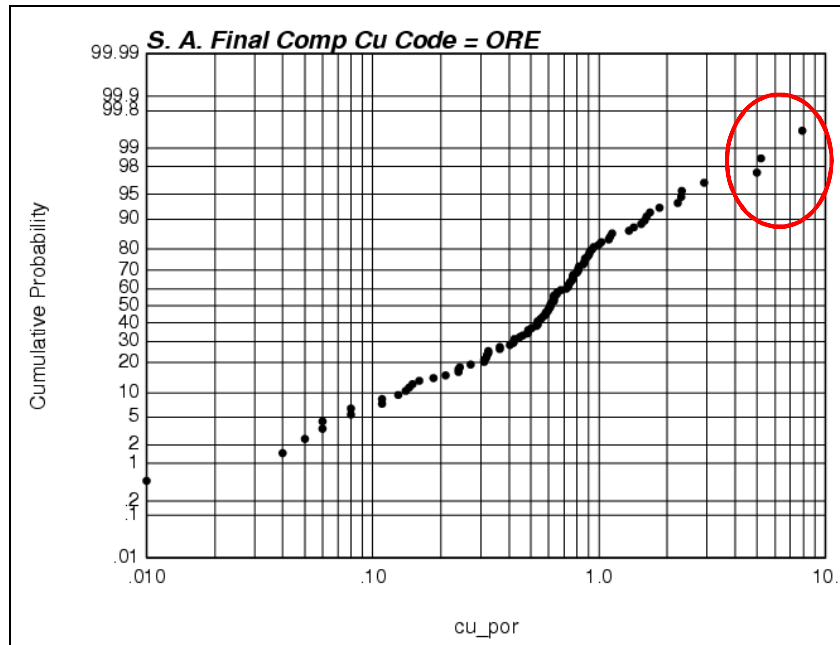


Figura 42: Outliers de cobre en zona oeste.

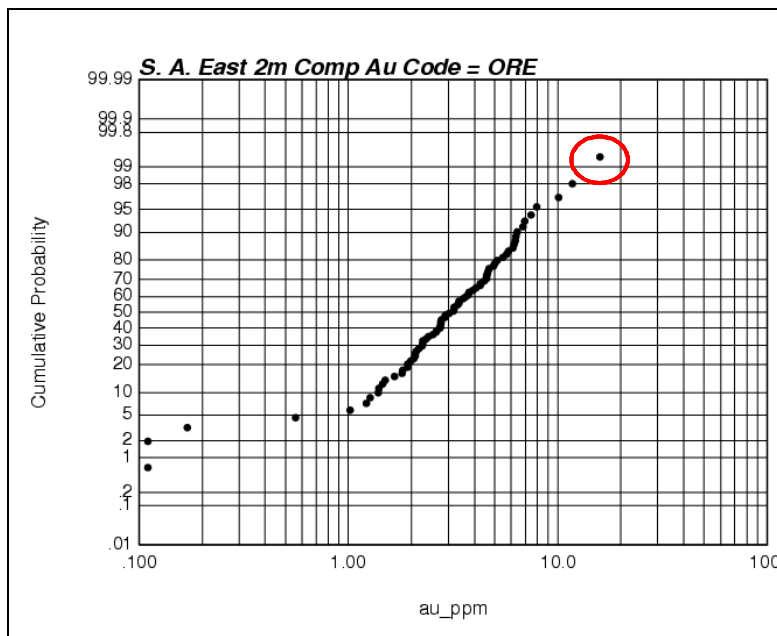


Figura 43: Outlier de oro zona este.

Las estadísticas de recorte de outliers se muestran en la tabla 22. El parámetro “Topcut” corresponde a las máximas leyes permisibles de modo que leyes superiores a estas son reducidas a este valor máximo. El percentil corresponde al porcentaje de los datos que queda bajo el nivel de corte, por ende el porcentaje de datos recortados es (100-Percentil). El “Radio de estimación x y z” corresponde al largo de los ejes principales del elipsoide de búsqueda permisible para las leyes altas “outliers” recortados, de modo que, por ejemplo, leyes superiores a 2.92% de cobre total en la zona oeste serán recontadas a el

valor máximo (2.92%) y además solo se usarán para estimar bloques cuyos centros se encuentren a 1.5, 3.5 y 3.5 m en los sentidos de los ejes X, Y y Z respectivamente.

Tabla 22: Estadísticas de topcut.

Zona	Elemento	Topcut	Percentil	Radio de estimación x y z [m]
Oeste	Oro [ppm]	27.09	99.0	1.5 x 3.5 x 3.5
	Cobre [%]	2.92	96.5	1.5 x 3.5 x 3.5
Oeste	Oro [ppm]	11.77	98.0	1.5 x 3.5 x 3.5

#### 4.2.3.1 Desagrupación de las medias

La desagrupación se hace ya que muy frecuentemente la densidad de sondajes o muestreos es mayor en las zonas de alta ley y por lo tanto, la media aritmética de los compósitos no es representativa del volumen total de las vetas. Por otra parte, la estimación de bloques mediante *kriging* o técnicas tales como inverso de la distancia al cuadrado producen desagrupación por su construcción. Para tener un punto de comparación entre las medias de los bloques estimados y de los compósitos utilizados en la estimación, se realizó desagrupación de las medias de los compósitos mediante la técnica de celdas. Los resultados de este análisis para oro y cobre en la zona oeste y oro en la zona este se muestran en las figuras 44, 45 y 46 respectivamente.

##### 4.2.3.1.1 Zona este

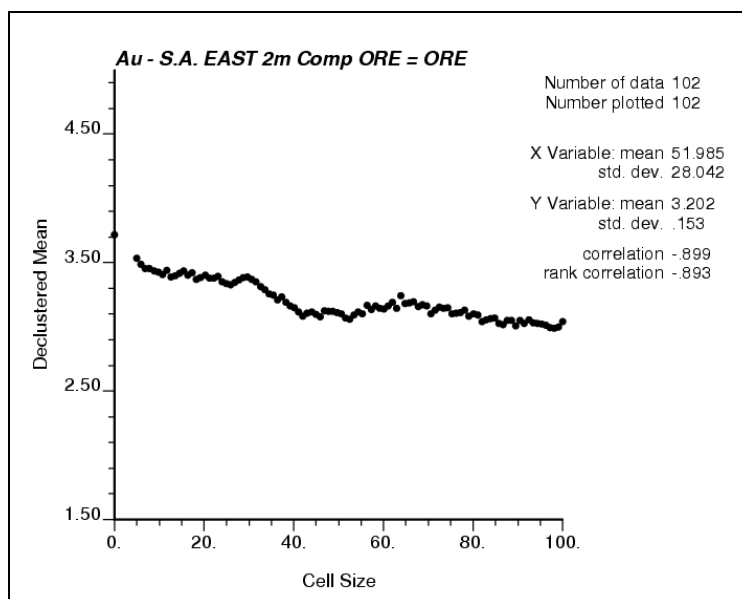


Figura 44: Media de ley de oro de los compósitos de zona este como función del tamaño de celda.

#### 4.2.3.1.2 Zona oeste

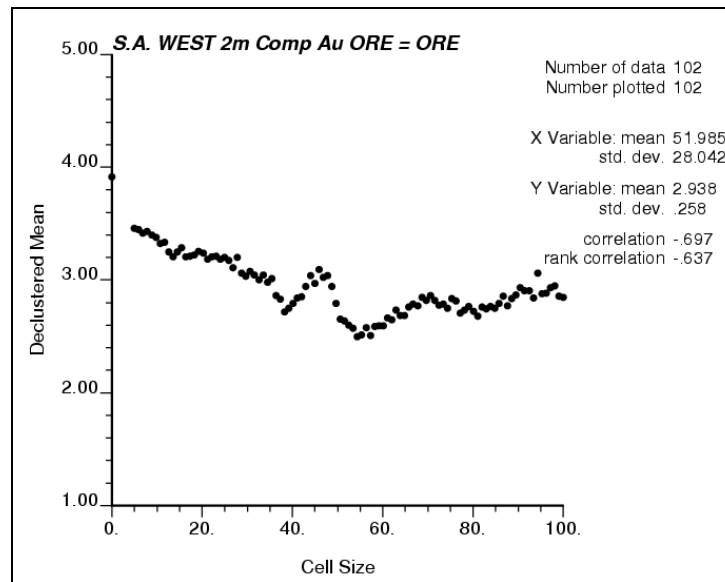


Figura 45: Media de ley de oro de los compósitos de zona oeste como función del tamaño de celda.

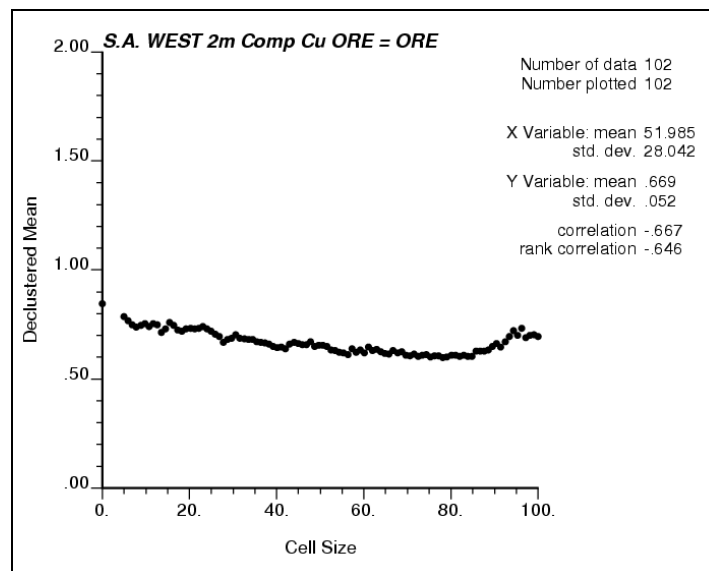
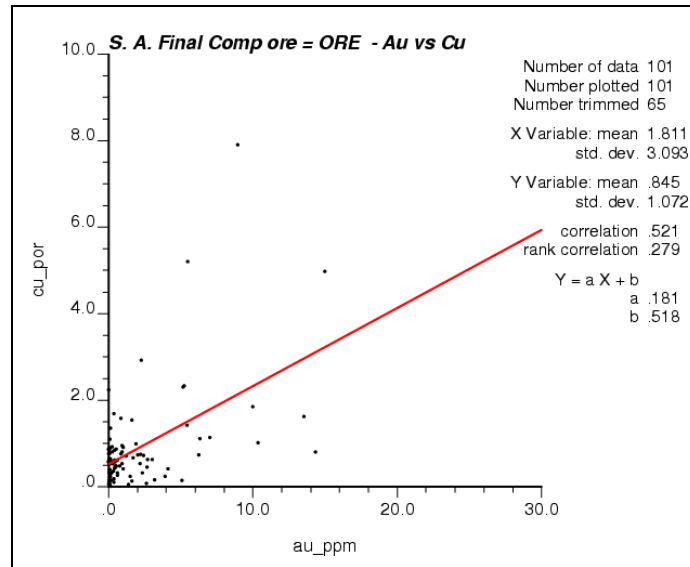


Figura 46: Media de ley de cobre de los compósitos de zona oeste como función del tamaño de celda.

Dado que la desagrupación producida por el método de las celdas y por la estimación mediante *kriging* u otra técnica no son equivalentes, se asumió que la media estimada de los bloques podría estar en el rango de desagrupación de celdas entre 0.0 y unos 40.0 m ya que la estimación de bloques se hizo empleando un radio de búsqueda de este orden, como se explicará más adelante.

#### 4.2.3.2 Regresión

Con los datos de los compósitos se realizó una regresión para analizar una posible correlación entre las leyes de oro y cobre. Dado que la zona este no tiene información de cobre, se analizó solamente la zona oeste. Los resultados se muestran en la figura 47.



**Figura 47: Regresión Au vs Cu en zona oeste.**

Se observa una correlación significativa pero débil entre las variables.



#### 4.2.3.3 Variografía

Variogramas (1-correlogramas) fueron calculados para las direcciones principales de las vetas, esto es, corrida, potencia y según la dirección del buzamiento. La variografía, como se muestra en las figuras 48, 49 y 50 no dio resultados muy positivos, principalmente por la baja cantidad de muestras existentes que es una condición fundamental para obtener buenos variogramas, especialmente en yacimientos auríferos. Por ende la estimación se llevó a cabo utilizando ponderación según el inverso a la distancia cuadrática y no Kriging.

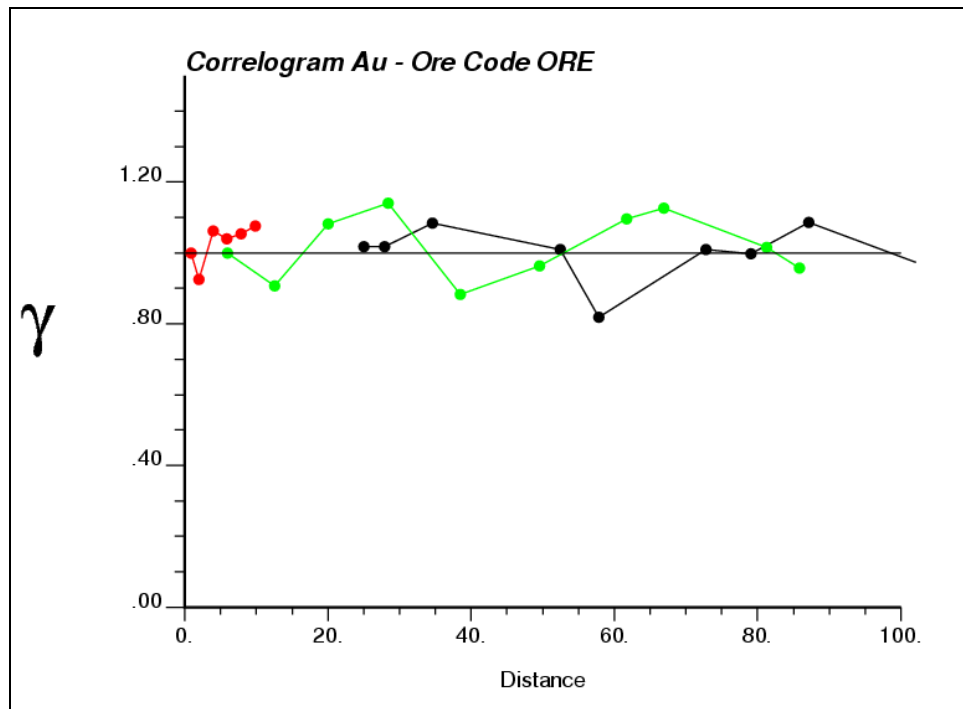


Figura 48: Variograma de leyes de oro, zona oeste.

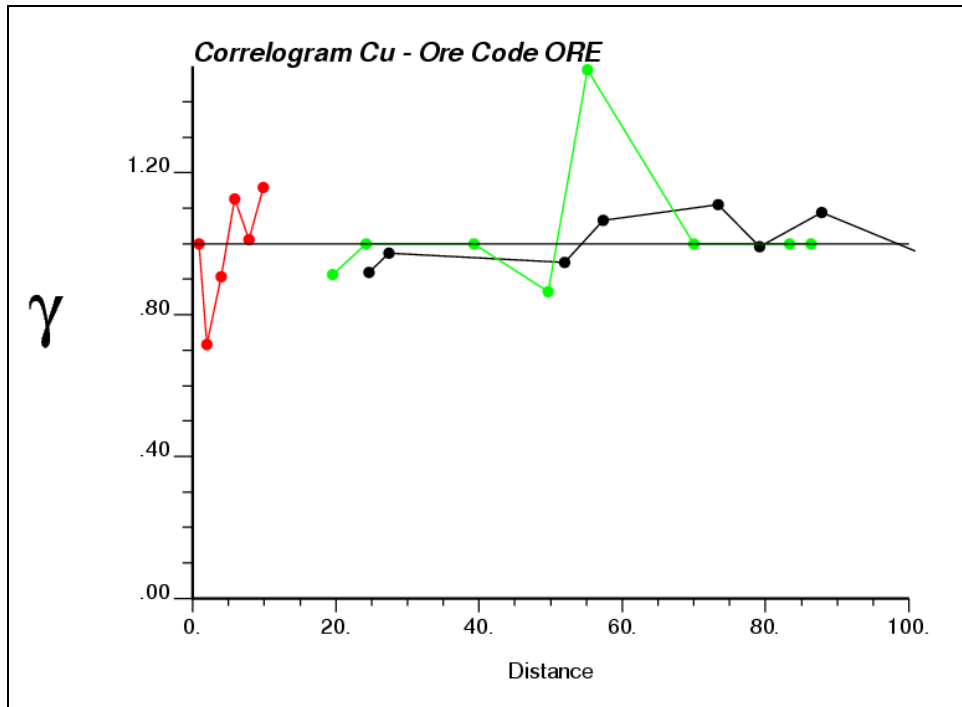


Figura 49: Variograma de leyes de cobre, zona oeste.

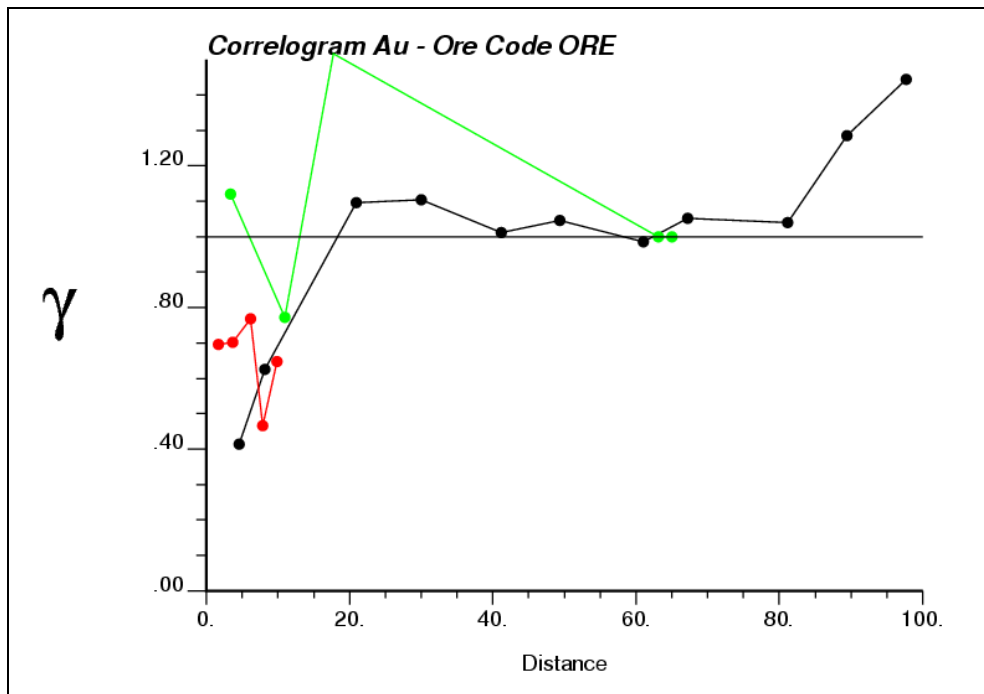


Figura 50: Variograma leyes de oro, zona este.

#### 4.2.3.4 Estadísticas

Las estadísticas de los compósitos finales usados para la estimación se muestran en las Tablas 23 y 24 para los sectores oeste y este respectivamente.

##### 4.2.3.4.1 Zona oeste

**Tabla 23: Estadísticas de compósitos.**

Geocode	Variable	Promedio	N	Std.Dev.	Minimum	Maximum	Q25	Median	Q75	P98	P99	DEC MIN	DEC MAX
Waste	Largo	1.95	649	0.233	0.300	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000		
1		1.86	115	0.395	0.200	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000		
2		1.73	20	0.499	0.500	2.000	1.500	2.000	2.000	2.000	2.000		
3		1.58	10	0.545	0.800	2.000	1.000	2.000	2.000	2.000	2.000		
4		1.75	10	0.428	1.000	2.000	1.450	2.000	2.000	2.000	2.000		
5		1.40	7	0.608	0.500	2.000	1.000	1.300	2.000	2.000	2.000		
6		1.73	4	0.486	1.000	2.000	1.450	1.950	2.000	2.000	2.000		
<b>ALL ORE</b>			<b>1.80</b>	<b>166</b>	<b>0.440</b>	<b>0.200</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	
Waste	Au	0.067	579	0.121	0.010	0.850	0.010	0.027	0.060	0.550	0.760		
1		3.047	115	4.441	0.010	27.090	0.433	1.385	3.910	14.970	23.101	2.200	3.047
2		13.273	20	48.260	0.020	217.690	0.370	1.663	3.530	217.690	217.690	8.000	13.273
3		2.581	10	5.601	0.050	18.300	0.070	0.653	2.180	18.300	18.300	2.581	4.000
4		0.511	10	0.622	0.040	1.620	0.040	0.238	0.610	1.620	1.620	0.511	0.650
5		0.404	7	0.978	0.010	2.620	0.010	0.030	0.080	2.620	2.620	0.404	0.430
6		0.068	4	0.064	0.020	0.160	0.025	0.045	0.110	0.160	0.160	0.068	0.068
<b>ALL ORE</b>			<b>3.915</b>	<b>166</b>	<b>17.217</b>	<b>0.010</b>	<b>217.690</b>	<b>0.197</b>	<b>1.090</b>	<b>3.013</b>	<b>18.300</b>	<b>27.090</b>	<b>2.500</b>
Waste	Cu	0.065	460	0.094	0.010	1.065	0.010	0.030	0.080	0.320	0.395		
1		1.059	62	1.299	0.050	7.900	0.484	0.695	0.995	5.205	7.900	0.850	1.059
2		0.476	11	0.242	0.110	0.765	0.325	0.460	0.745	0.765	0.765	0.350	0.476
3		0.835	9	0.446	0.040	1.685	0.630	0.905	0.951	1.685	1.685	0.650	0.835
4		0.328	10	0.457	0.010	1.540	0.110	0.168	0.270	1.540	1.540	0.328	0.328
5		0.385	5	0.212	0.080	0.610	0.310	0.365	0.559	0.610	0.610	0.385	0.385
6		0.429	4	0.235	0.080	0.580	0.293	0.528	0.565	0.580	0.580	0.429	0.429
<b>ALL ORE</b>			<b>0.84</b>	<b>101</b>	<b>1.077</b>	<b>0.010</b>	<b>7.900</b>	<b>0.325</b>	<b>0.610</b>	<b>0.867</b>	<b>4.980</b>	<b>5.205</b>	<b>0.600</b>

“DEC MIN” y “DEC MAX” son los mínimos y máximos provenientes de la declusterización por celdas. DEC MIN corresponde a la desagrupación de las medias producida por una celda de 40 m aproximadamente y DEC MAX corresponde a las medias sin desagrupar o medias aritméticas simples. Las otras estadísticas se pueden inferir de los títulos.

4.2.3.4.2 Zona Este

Tabla 24: Estadísticas compósitos finales zona este.

Geocode	Variable	Promedio	N	Std.Dev.	Minimum	Maximum	Q25	Median	Q75	P98	P99	DEC MIN	DEC MAX
Waste	Largo	1.904	414	0.358	0.030	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000		
1		1.734	37	0.532	0.240	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000	2.000		
2		1.646	14	0.421	0.810	2.000	1.300	1.820	2.000	2.000	2.000		
3		1.725	11	0.615	0.100	2.000	1.870	2.000	2.000	2.000	2.000		
4		1.560	4	0.425	1.130	2.000	1.200	1.555	1.920	2.000	2.000		
5		1.425	2	0.813	0.850	2.000	0.850	1.425	2.000	2.000	2.000		
6		1.873	3	0.178	1.670	2.000	1.670	1.950	2.000	2.000	2.000		
7		1.876	5	0.226	1.480	2.000	1.900	2.000	2.000	2.000	2.000		
<b>ALL ORE</b>		<b>1.714</b>	<b>76</b>	<b>0.494</b>	<b>0.100</b>	<b>2.000</b>	<b>1.575</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>	<b>2.000</b>		
Waste	Au	0.118	414	0.208	0.010	1.864	0.020	0.040	0.108	0.910	1.045		
1		3.821	37	2.675	0.170	15.850	2.261	3.170	4.710	15.850	15.850	3.821	4.300
2		3.544	14	1.826	0.110	6.281	2.110	3.800	4.614	6.281	6.281	3.100	3.544
3		3.933	11	3.139	1.500	11.770	2.052	2.750	3.926	11.770	11.770	3.700	3.933
4		4.807	4	3.976	0.560	10.100	2.100	4.284	7.514	10.100	10.100	4.000	4.807
5		3.627	2	1.424	2.620	4.634	2.620	3.627	4.634	4.634	4.634	3.627	3.627
6		2.601	3	2.100	1.020	4.984	1.020	1.800	4.984	4.984	4.984	2.500	2.601
7		2.757	5	2.776	0.110	7.430	1.459	2.264	2.522	7.430	7.430	2.000	2.757
<b>ALL ORE</b>		<b>3.715</b>	<b>76</b>	<b>2.590</b>	<b>0.110</b>	<b>15.850</b>	<b>2.085</b>	<b>3.094</b>	<b>4.672</b>	<b>11.770</b>	<b>15.850</b>	<b>3.100</b>	<b>3.715</b>

### 4.3 Estimación

La estimación se llevó a cabo utilizando el método de inverso a la distancia elevada a potencia 2.0 dentro de los sólidos interpretados en ambas zonas. Los parámetros de estimación fueron determinados sobre la base de toda la información obtenida de las secciones anteriores.

Como se explicó anteriormente, se aplicaron límites superiores y radios restringidos de búsqueda a las leyes extremas en el proceso de estimación.

Se realizaron 3 corridas del algoritmo de estimación con parámetros diferentes. La primera corrida se realizó con parámetros conservadores, la segunda con parámetros moderados y la tercera con parámetros menos conservadores. Los parámetros se muestran a continuación:

**Tabla 25: Parámetros de estimación de bloques.**

Parámetro	Valor	Unidad
Tamaño bloques (X, Y, Z)	5 x 2.5 x 5	[m]
Tamaño sub-bloques (X,Y,Z)	0.5, 0.5, 0.5	[m]
Discretización	2, 4, 4	
Densidad	2.7	[Ton/m3]
Compósitos	2	[m]
Compósito mínimo	0.2	[m]

**Tabla 26: Parámetros de estimación de bloques según corridas.**

Pasada	Muestras mínimas	Muestras máximas	Radio de búsqueda [X,Y,Z] [m]
Pasada 1	6	32	20x4x10
Pasada 2	4	32	25x6x15
Pasada 3	1	32	35x8x25

Los resultados de la estimación se muestran a continuación en la tabla 27.

**Tabla 27: Resultados de estimación.**

Zona	Método	Pasada	Dirección	Buzamiento	Elemento	BLK Total	BLK estimados	No estimados	% Estimación	Ley
Oeste	ID^2	1	90	67 S	Au [ppm]	50,962	9,942	41,020	19.5%	9.02
		2				41,020	16,729	24,291	40.8%	4.69
		3				24,291	19,820	4,471	81.6%	3.56
		<b>1 - 3</b>				<b>50,962</b>	<b>46,491</b>	<b>4,471</b>	<b>91.2%</b>	<b>5.13</b>
Oeste	ID^2	1	90	67 S	Cu [%]	50,962	10,002	40,960	19.6%	0.61
		2				40,960	16,683	24,277	40.7%	0.32
		3				24,277	19,806	4,471	81.6%	0.31
		<b>1 - 3</b>				<b>50,962</b>	<b>46,491</b>	<b>4,471</b>	<b>91.2%</b>	<b>0.38</b>
Este	ID^2	1	90	SV	Au [ppm]	7,746	317	7,429	4.1%	3.50
		2				7,429	2,603	4,826	35.0%	3.17
		3				4,826	4,288	538	88.9%	2.87
		<b>1 - 3</b>				<b>7,746</b>	<b>7,208</b>	<b>538</b>	<b>93.1%</b>	<b>3.00</b>

En el proceso de estimación se almacenaron las siguientes variables adicionales:

- Distancia media entre el centro de cada bloque a estimar y los compósitos usados en la estimación.
- Estimación mediante vecino más cercano, es decir, se almacenó el valor de oro o cobre del compósito más cercano al bloque a estimar. La característica principal de este estimador es que produce medias desagrupadas globales o por regiones, similar al método de estimación mediante polígonos de influencia alrededor de cada compósito.

#### 4.4 Categorización de recursos

Se usó el siguiente criterio de categorización de recursos:

**Tabla 28: Categorización de recursos.**

Recurso	Pasada	Distancia
Indicado	1	<30 m
	2	<30 m
Inferido	1	>30 m
	2	>30 m
	3	< $\infty$

Considerando una ley de corte de 1 ppm eq, los recursos estimados son los siguientes:

**Tabla 29: Recursos como resultado de la estimación.**

Zona	Tipo de recurso	Tonelaje [ton]	Ley media Au [ppm]	Ley media Cu [%]	Ley media Au Eq [ppm]	Onzas equivalentes
Oeste	Indicado	136,837	3.8	1	5	24,153
	Inferido	121,300	3.4	0.66	4.7	18,368
	<b>Total</b>	<b>258,137</b>	<b>3.6</b>	<b>0.76</b>	<b>5.1</b>	<b>42,521</b>
Este	Indicado	43,349	3.1			4,362
	Inferido	87,041	3.7			10,466
	<b>Total</b>	<b>130,390</b>	<b>3.5</b>			<b>14,828</b>

A continuación se muestran 2 imágenes que muestran la distribución de los recursos.

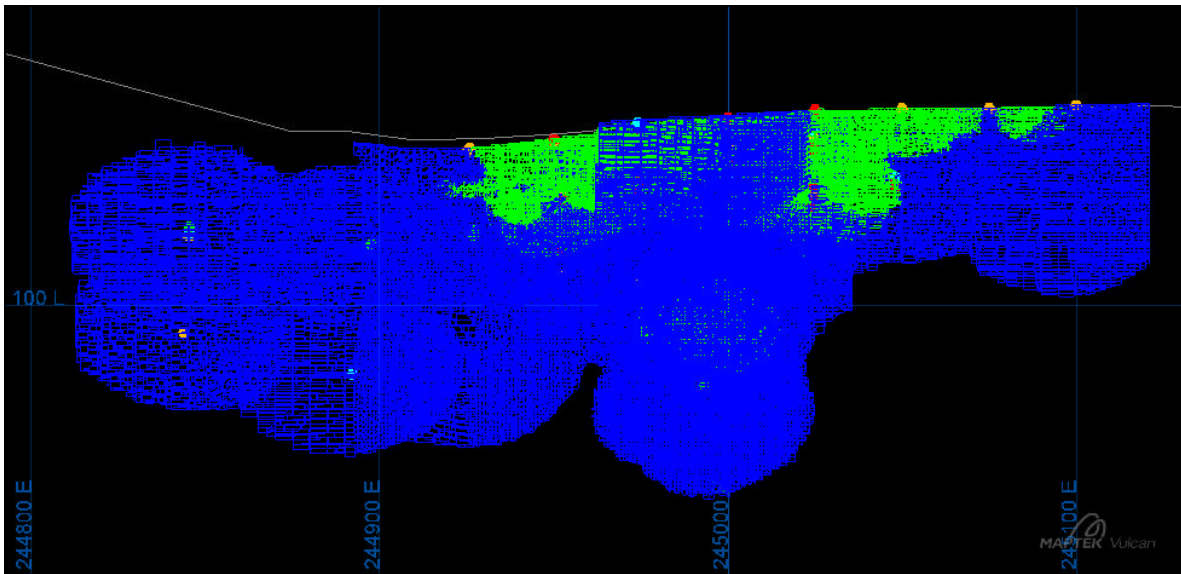


Figura 51 :Distribución de recursos zona oeste. Verde = indicado, azul = inferido.

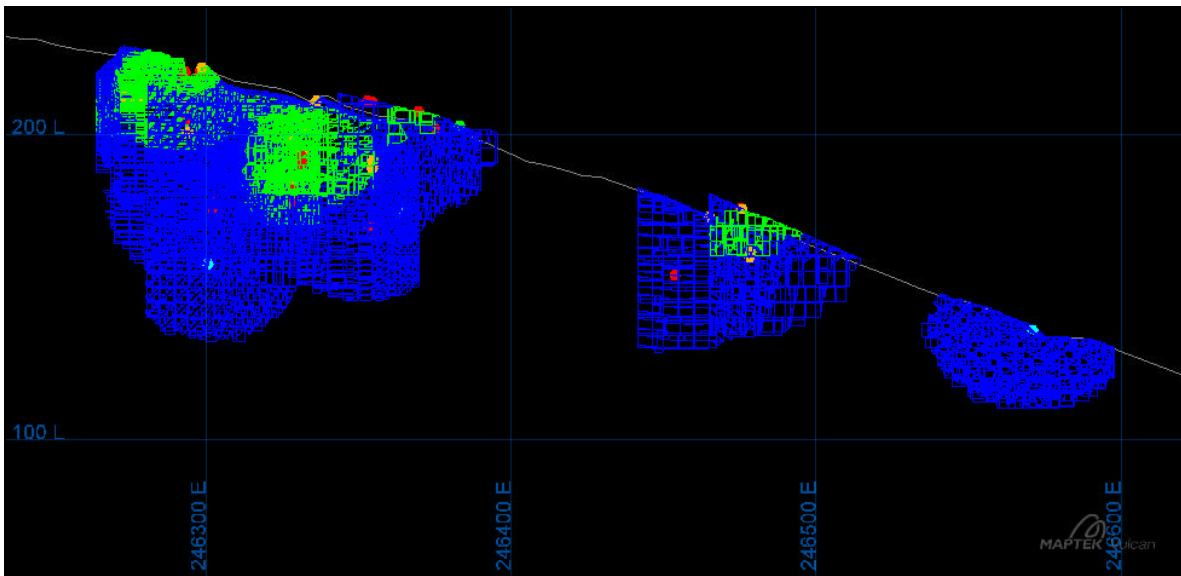


Figura 52: Distribución de recursos zona este.

#### 4.5 Validación de la estimación

Se utilizaron 3 técnicas de validación del modelo de estimación generado: análisis de derivas , validación estadística mediante comparación del promedio de bloques estimados por pasada versus el promedio de los compósitos desagrupados y, finalmente, inspección visual en secciones y plantas mostrando las leyes de bloques estimados y los compósitos usados para la estimación usando la misma leyenda de colores.

### 4.5.1 Derivas

El análisis de derivas consiste en comparar la media de los bloques estimados con la media de los compósitos a lo largo de una dirección. Para ello, se calcula la media ponderada de tajadas del modelo de bloques de 25 m de espesor con la media de las muestras desagrupadas de la misma tajada. La media desagrupada es equivalente a la media de los estimadores utilizando el método de vecino más cercano. Se calcularon derivas a lo largo de la corrida y la dirección vertical. La figura 53 muestra las derivas calculadas.

El análisis mostró que los resultados de la estimación son congruentes con los datos utilizados. A continuación se muestran los gráficos de derivas:

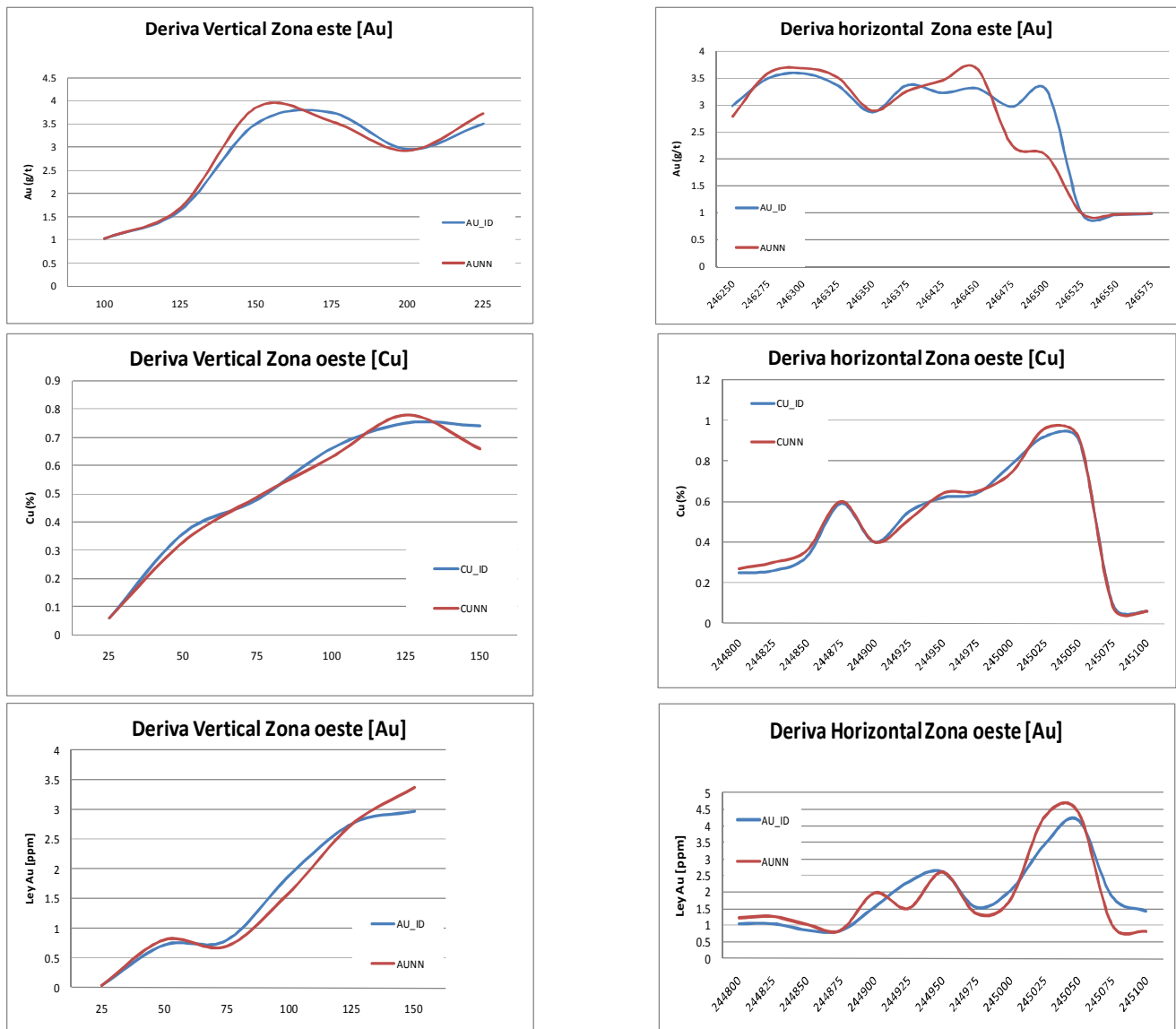


Figura 53: Derivas de zona este y oeste.



#### 4.5.2 Validación estadística

Esta técnica de validación consiste en comparar la media de las diferentes pasadas de estimación con la media de las muestras desagrupadas para un rango de 0-40 *m*. Esto, dado que la estimación se hizo con un radio máximo de búsqueda de aproximadamente 40 *m*.

**Tabla 30: Comparación de la media de la estimación con media declusterizada.**

Zona	Elemento	Ley	Dec. Min	Dec. Max
Oeste	Au [ppm]	9.02	2.50	3.92
		4.69		
		3.56		
<b>TOTAL</b>		<b>5.13</b>		
Oeste	Cu [%]	0.61	0.60	0.85
		0.32		
		0.31		
<b>TOTAL</b>		<b>0.38</b>		
Este	Au [ppm]	3.50	3.10	3.72
		3.17		
		2.87		
<b>TOTAL</b>		<b>3.00</b>		

Se puede observar que en general las estimaciones se encuentran dentro del rango definido por el mínimo y máximo de la media de los compósitos desagrupados, tal como se esperaba. El único caso en que esto no se cumple a cabalidad es en la tercera pasada de estimación pues esta tiene menores restricciones de número de muestras, como se determinó en la sección de parámetros de estimación.

### 4.5.3 Inspección visual

Con la inspección se busca asegurar que los bloques estimados y los compósitos con los que se estimaron se correspondan, ie, que los bloques tengan la misma ley que un compósito que está sobre él. A continuación se muestran 2 imágenes a modo de ejemplo. Una colección más completa de secciones se encuentra en el anexo del capítulo en el CD adjunto.

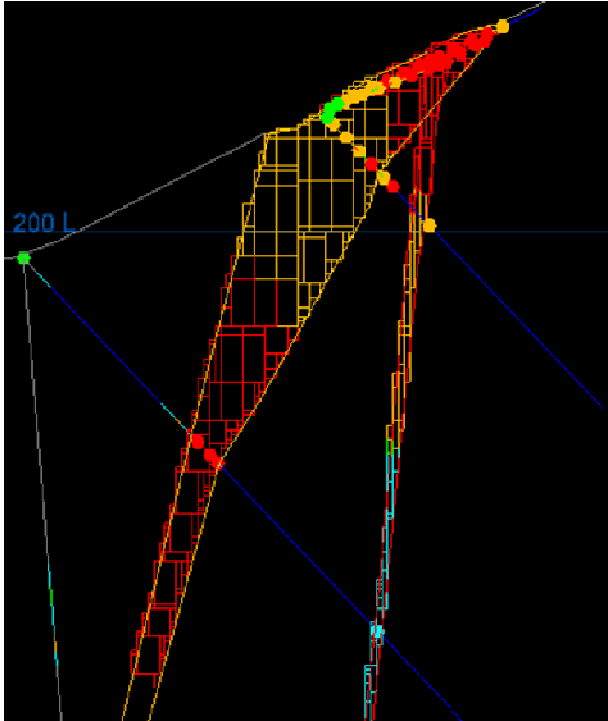


Figura 54: Sección transversal modelo estimado y compósitos que lo originan. 246300 E.

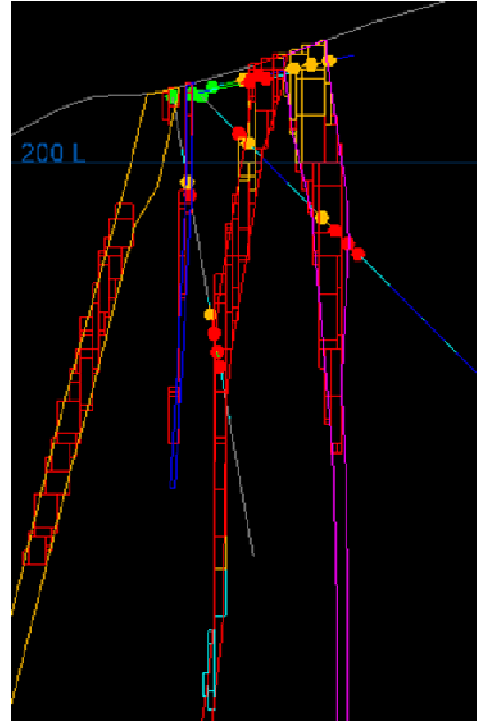


Figura 55: Sección transversal zona este (246325 E) modelo estimado y compósitos que lo originan.

## 4.6 Curvas tonelaje/ley

### 4.6.1 Zona oeste:

Las curvas tonelaje ley corresponden a bloques regulares de 5x2.5x5 m y sub-bloques de 0.5x0.5x0.5 m.

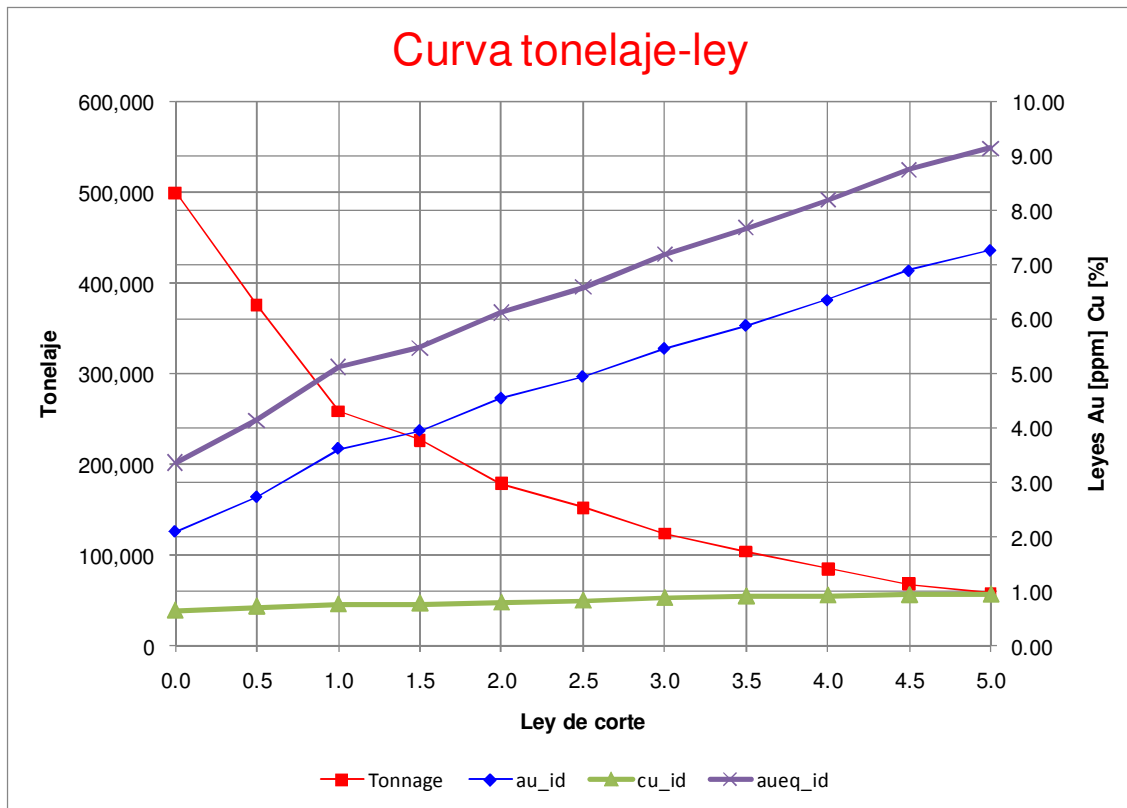


Figura 56: Curva tonelaje/ley zona oeste.

Tabla 31: Curva tonelaje/ley numérica zona oeste.

Ley de corte [ppm]	Tonelaje	Oro [ppm]	Cobre [%]	Oro equivalente [ppm]	Oro [oz]	Cobre [ton]	Oro equivalente [oz]
0.0	499,217	2.09	0.64	3.37	33,481	3,208	54,010
0.5	375,404	2.72	0.71	4.14	32,879	2,674	49,954
1.0	258,137	3.62	0.76	5.12	30,026	1,950	42,521
1.5	226,568	3.95	0.77	5.48	28,775	1,746	39,892
2.0	178,712	4.55	0.79	6.12	26,125	1,405	35,137
2.5	151,944	4.95	0.82	6.59	24,161	1,249	32,174
3.0	123,494	5.46	0.87	7.19	21,693	1,077	28,539
3.5	103,413	5.89	0.90	7.67	19,575	929	25,513
4.0	84,861	6.35	0.92	8.19	17,335	780	22,352
4.5	67,602	6.90	0.93	8.74	14,987	626	19,002
5.0	57,606	7.27	0.94	9.13	13,469	540	16,915

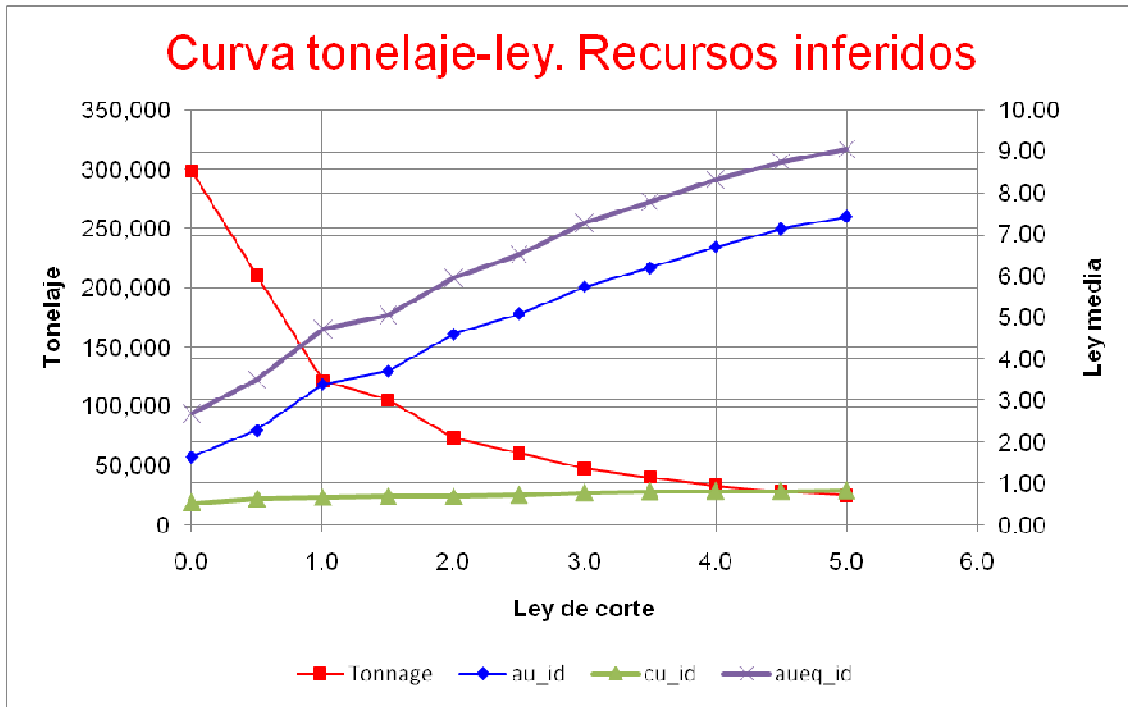


Figura 57: Curva tonelaje-ley recursos inferidos zona oeste.

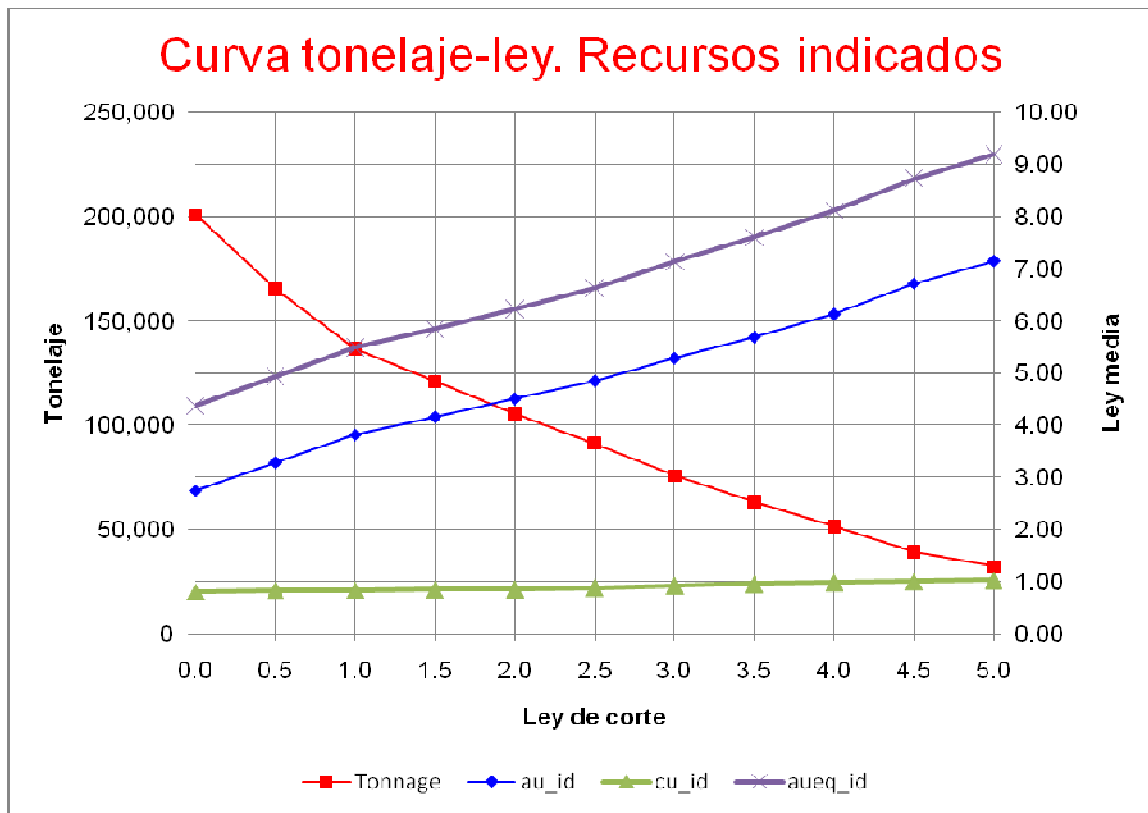


Figura 58: Curva tonelaje-ley recursos indicados zona oeste.

#### 4.6.2 Zona este

Las curvas tonelaje ley corresponden a bloques regulares de 5x2.5x5 m y sub-bloques de 0.5x0.5x0.5 m.

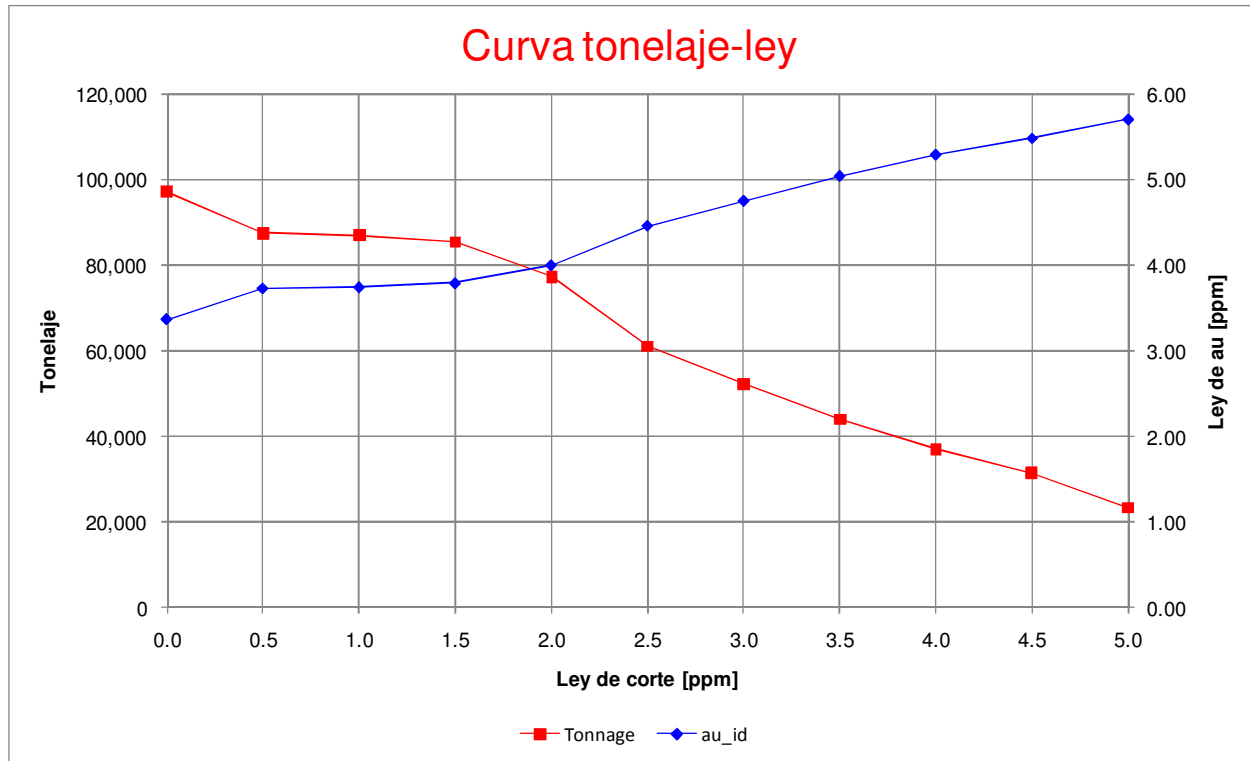


Figura 59: Curva tonelaje/ley zona este.

Tabla 32: Curva tonelaje/ley numérica zona este.

Ley de corte [ppm]	Tonelaje	Oro [ppm]	Oro [oz]
0.0	140,482	3.30	14,886
0.5	130,821	3.53	14,852
1.0	130,390	3.54	14,828
1.5	128,754	3.57	14,769
2.0	119,966	3.70	14,261
2.5	87,146	4.23	11,859
3.0	70,353	4.60	10,394
3.5	56,626	4.93	8,968
4.0	45,957	5.21	7,695
4.5	36,892	5.45	6,470
5.0	26,761	5.69	4,897

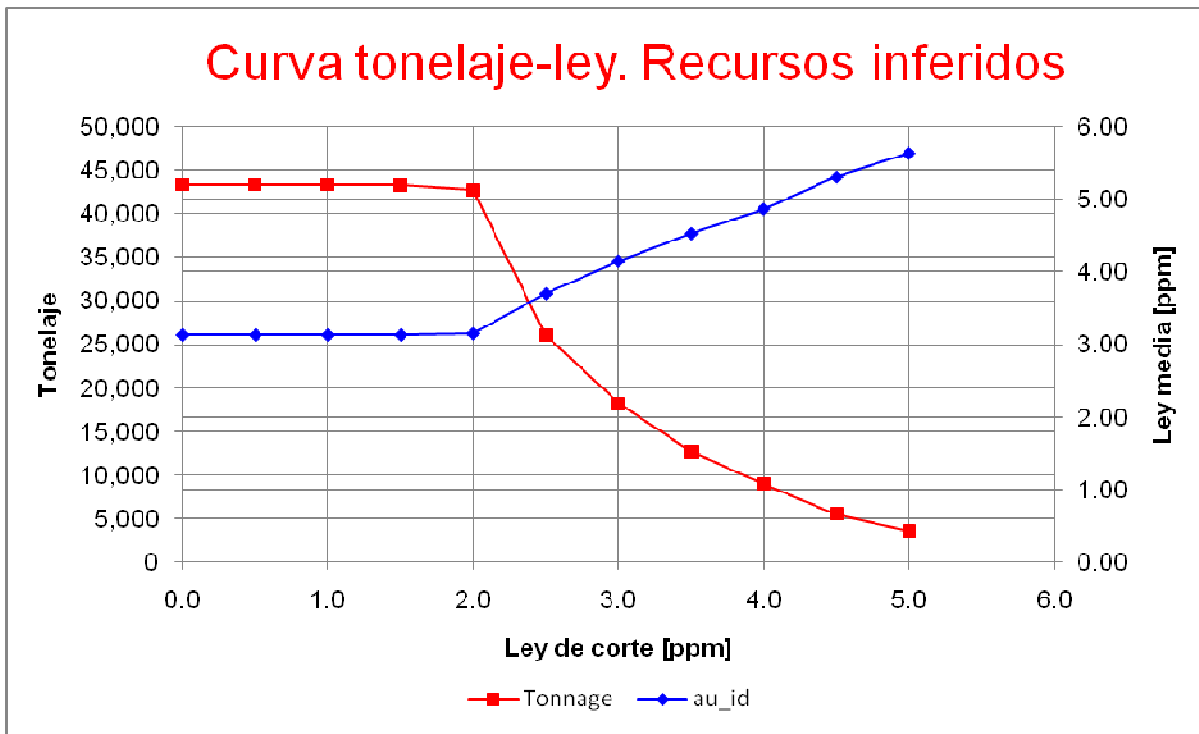


Figura 60: Curva tonelaje-ley recursos inferidos, zona este.

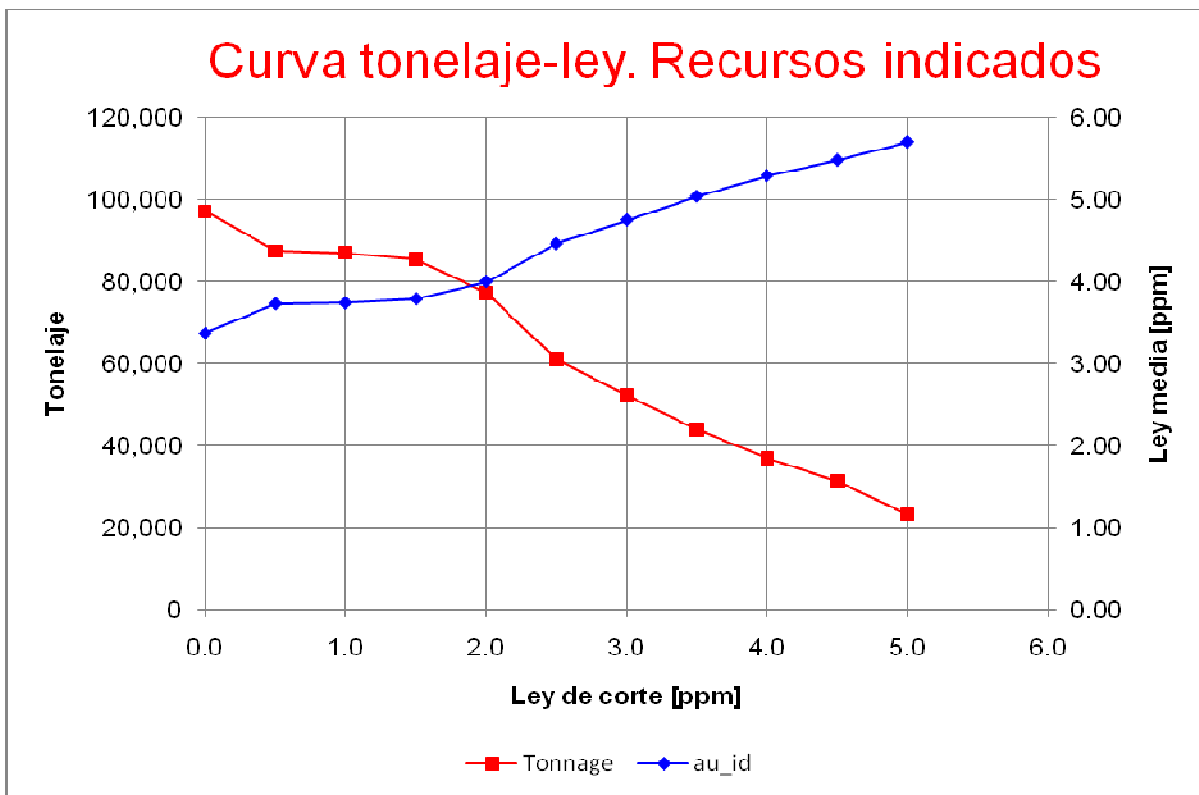


Figura 61: Curva tonelaje-ley recursos indicados, zona este.

#### 4.7 Caso menos conservador

Como se ha indicado anteriormente, en la primera estimación se utilizaron criterios para disminuir la influencia de los valores fuera de rango, disminuyendo su ley y restringiendo el radio de su búsqueda en la estimación. Se analizó un segundo caso, en el que se estimó nuevamente pero relajando las restricciones. Las restricciones fueron las siguientes:

- Zona oeste: La ley máxima se definió en 27.3 ppm con un radio de estimación de 1.5x3.5x3.5 m solo para oro. En cobre no se consideraron restricciones.
- Zona este: No se consideran restricciones.

Los resultados se muestran en las siguientes tablas como curvas tonelaje/ley numéricas y, finalmente, se muestra una comparación de las estimaciones conservadora y menos conservadora. Se puede observar una ganancia de un 10.6% a ley de corte 1 ppm utilizando el caso menos conservador.

Tabla 33: Curva tonelaje ley numérica, zona oeste. Caso menos conservador.

Ley de corte [ppm]	Tonelaje	Oro [ppm]	Cobre [%]	Oro equivalente [ppm]	Oro [oz]	Cobre [ton]	Oro equivalente [oz]
0.0	499217	2.09	0.82	4	33,481	4,107	59,793
0.5	375404	2.72	0.95	5	32,879	3,574	55,669
1.0	258137	3.62	1.10	6	30,026	2,840	48,204
1.5	226568	3.95	1.14	6	28,775	2,594	45,379
2.0	178712	4.55	1.24	7	26,125	2,223	40,307
2.5	151944	4.95	1.33	8	24,161	2,021	37,106
3.0	123494	5.46	1.45	8	21,693	1,792	33,160
3.5	103413	5.89	1.53	9	19,575	1,584	29,725
4.0	84861	6.35	1.63	10	17,335	1,387	26,225
4.5	67602	6.90	1.73	10	14,987	1,167	22,472
5.0	57606	7.27	1.78	11	13,469	1,026	20,027

**Tabla 34: Curva tonelaje ley numérica, zona este. Caso menos conservador.**

Ley de corte [ppm]	Tonelaje	Oro [ppm]	Oro [oz]
0.0	140,482	3.38	15,269
0.5	130,820	3.62	15,221
1.0	130,390	3.63	15,224
1.5	128,754	3.66	15,157
2.0	119,966	3.80	14,639
2.5	87,342	4.36	12,255
3.0	71,121	4.75	10,857
3.5	59,204	5.05	9,608
4.0	49,106	5.32	8,401
4.5	41,527	5.53	7,385
5.0	31,669	5.75	5,854

**Tabla 35: Comparación entre ambos casos de estimación. Conservador (C) menos conservador (MC).**

Ley de corte [ppm]	Zona oeste									Zona este			Total	
	Oro [oz]			Cobre [ton]			Oro equivalente [oz]			Oro [oz]			Oro equivalente [oz]	
	C	MC	Dif	C	MC	Dif	C	MC	Dif	C	MC	Dif	Dif	Variación
0.0	33,481	33,481	0	3,208	4,107	899	54,010	59,793	5,784	14,886	15,269	383	6,167	9.0%
0.5	32,879	32,879	0	2,674	3,574	899	49,954	55,669	5,716	14,852	15,221	369	6,085	9.4%
1.0	30,026	30,026	0	1,950	2,840	890	42,521	48,204	5,683	14,828	15,224	395	6,078	10.6%
1.5	28,775	28,775	0	1,746	2,594	847	39,892	45,379	5,487	14,769	15,157	388	5,875	10.7%
2.0	26,125	26,125	0	1,405	2,223	818	35,137	40,307	5,170	14,261	14,639	377	5,548	11.2%
2.5	24,161	24,161	0	1,249	2,021	772	32,174	37,106	4,932	11,859	12,255	396	5,328	12.1%
3.0	21,693	21,693	0	1,077	1,792	715	28,539	33,160	4,621	10,394	10,857	463	5,084	13.1%
3.5	19,575	19,575	0	929	1,584	655	25,513	29,725	4,212	8,968	9,608	640	4,852	14.1%
4.0	17,335	17,335	0	780	1,387	607	22,352	26,225	3,873	7,695	8,401	706	4,579	15.2%
4.5	14,987	14,987	0	626	1,167	541	19,002	22,472	3,471	6,470	7,385	916	4,386	17.2%
5.0	13,469	13,469	0	540	1,026	486	16,915	20,027	3,112	4,897	5,854	957	4,068	18.7%



## 5 DISEÑO Y PLANIFICACIÓN MINERA

En este capítulo se desarrollan todos los aspectos relativos a la elección del método de explotación, la planificación de extracción y el diseño minero. Las metodologías utilizadas son aquellas aprendidas en los cursos de Diseño de Minas a cielo abierto, Diseño de minas subterráneas y Taller de Proyecto Minero, dictados en el Departamento de Ingeniería de Minas de la Universidad de Chile.

Como parámetros de entrada se consideran el modelo de bloques analizado en el capítulo Recursos Mineros caso conservador y los siguientes términos técnico-económicos, en las tablas 36 y 37.

**Tabla 36: Términos de referencia económicos.**

Parámetros Económicos	Valor	Unidades
Precio del oro	890	[USD/Oz]
Precio del cobre	2.3	[USD/Lb]
Costo de venta del oro	20	[USD/Oz]
Costo de venta del cobre	0.25	[USD/Lb]
Costo de mina rajo abierto	3	[USD/Ton]
Costo de mina subterránea	25	[USD/Ton]
Costo de procesamiento	20	[USD/Ton]
Costo de Administración	12	[USD/Ton]
Costo de transporte	0.1	[USD/Ton Km]
Tasa de descuento	10	[%]

**Tabla 37: Términos de referencia técnicos.**

Parámetros técnicos	Valor	Unidades
Recuperación oro	81	[%]
Recuperación cobre	91	[%]
Recuperación minera Subterránea	95	[%]
Recuperación minera rajo abierto	90	[%]
Ángulo de talud rajo	45	[°]

### 5.1 Inversión

Para determinar la inversión en mina, planta e infraestructura, se hizo un “benchmark” con la mina San Pedro (150 *tpd*), de características similares a Santa Andrea. La información se encuentra en el capítulo de Costos. Para los diferentes tamaños de mina, la inversión se calculó con la siguiente fórmula de escalamiento:

$$\text{Inversión Nueva} = \text{Inversión San Pedro} * \left( \frac{\text{TPD Nueva}}{\text{TPD San Pedro}} \right)^{0.5} \quad \text{Ecuación 3}$$

Además, se consideró que las plantas solo trabajan 5 días a la semana, por lo que los tonelajes anuales son ponderados por un factor 5/7.

## 5.2 Elección del método de explotación

La elección del método de explotación para cada alternativa de negocio se hizo con una evaluación técnico-económica. La componente técnica se refiere a los métodos factibles de utilizar en la faena sobre los que se hará una evaluación económica preliminar. La evaluación económica se realizó con el método de Valor Actual Neto (VAN).

Los métodos subterráneos factibles de utilizar son aquellos que se comportan bien con mala calidad de roca, vetas angostas y presentan alta selectividad. Rajo abierto se evaluará de igual forma, por sus favorables características de seguridad, costos e inversiones.

La duración mínima de explotación buscada es entre 6 y 8 años para el caso de procesamiento propio. Esto pues es un plazo razonable para disminuir el riesgo del proyecto, según un experto del área. Para el caso de venta a ENAMI, la duración mínima requerida es de 1 año por un asunto práctico.

### 5.2.1 Metodología

Para cada caso de negocio, se analizarán las alternativas rajo y subterránea considerando las siguientes metodologías respectivas:

#### 5.2.1.1 Rajo

Se utilizará el programa computacional de planificación minera *Whittle* para evaluar diferentes rajos y sus VAN asociados. Este programa utiliza algoritmos de optimización de rajo como Lerchs and Grossman y luego calcula el VAN considerando los costos de inversión, costos de operación y el modelo de bloques. Se escogerá el rajo que tenga el mejor VAN con una vida de mina entre 6 y 8 años.

*Whittle* realiza una optimización secuencial basada en ponderadores de precio, *revenue factor (RF)*; es decir se multiplica el precio por un factor (ej. 0.3) y se calcula el rajo óptimo para ese precio. Luego hace lo mismo para con un *revenue factor* de 0.35 y así hasta el ponderador máximo elegido. Con esto, se logra encontrar una serie de rajos anidados, como se muestra en la siguiente figura 62:

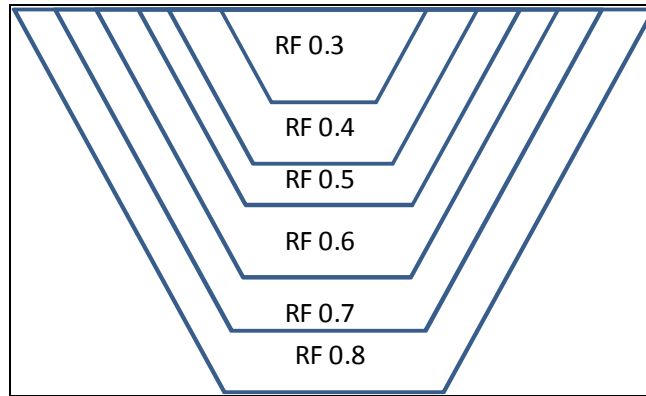


Figura 62: Rajos anidados tras optimización utilizando ponderadores de precio.

Luego, utilizando los valores de inversión, tonelajes de procesamiento y movimiento anual de mina, se calcula un VAN para cada uno de estos rajes. El VAN se calcula con dos secuencias de extracción: banco a banco y rajo a rajo. En la figura 63 se ejemplifica en qué consiste cada una de estas para el rajo del *revenue factor* 0.8.

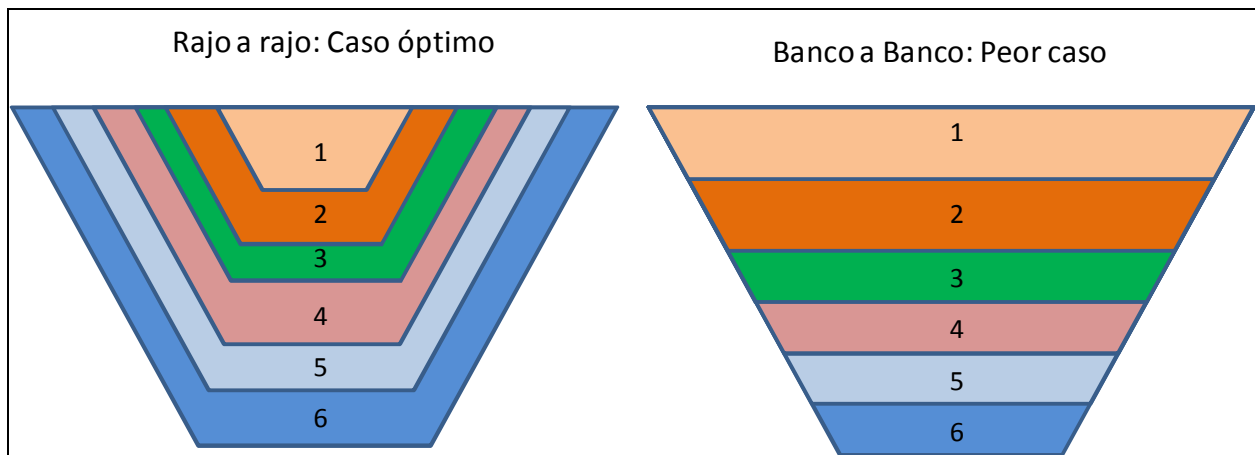


Figura 63: Secuencias de extracción: Mejor y peor caso.

En la figura de la izquierda se muestran los rajes obtenidos de *Whittle*, con números consecutivos. En la figura de la derecha, se muestra un rajo final con una serie de bancos consecutivos.

La secuencia óptima es aquella en que la extracción progresa desde el rajo obtenido mediante el ponderador de precio más bajo hasta el rajo obtenido utilizando el ponderador más alto. La lógica es: “si este rajo *flota* con un precio menor, es porque es más rentable. Luego extraemos el siguiente más rentable”. En la realidad, la secuencia de extracción es una combinación de ambos casos, debido a que se extrae el rajo mediante fases, que corresponden a un grupo de envolventes de rajo.

Los aspectos positivos de la explotación mediante rajo abierto son los menores costos asociados y la inversión inicial más baja. Además es más seguro desde el punto de vista geomecánico y humano.

### 5.2.1.2 Subterránea

Se utilizará el método de *Hills of Value* para obtener el mejor VAN, que se construye como la función:

$$\text{VAN} = f(\text{Ingresos, costo, inversiones, años}) \quad \text{Ecuación 4}$$

$$\text{Ingresos} = \text{TPD} * 365 * \frac{\text{Ley media}}{(1 + \text{dilucion})} * R \text{ minera} * R \text{ metalúrgica} * \text{precio metal} \quad \text{Ecuación 5}$$

$$\text{Costos} = \text{TPD} * 365 * (\text{Costo Mina} + \text{Costo Planta}) \quad \text{Ecuación 6}$$

$$\text{Inversión Nueva} = \text{Inversión San Pedro} * \left( \frac{\text{TPD Nueva}}{\text{TPD San Pedro}} \right)^{0.6} \quad \text{Ecuación 7}$$

$$\text{Años} = \frac{\text{Tonelaje}}{365 * \text{TPD}} \quad \text{Ecuación 8}$$

Luego las variables son:

- Ley media y tonelaje: Se calculan para diferentes leyes de corte de la curva tonelaje/ley de corte.
- *tpd*: Influye directamente en las inversiones, costos e ingresos.

Luego, el método de explotación elegido es aquel que presenta un mayor VAN con vidas de mina entre 6 y 8 años. En el caso de la minería subterránea no se considerará la inversión requerida en desarrollos. Los aspectos positivos de la mina subterránea son la mayor selectividad que se puede lograr. Estos pueden ser factores críticos al analizar el costo no por tonelada, si no por onza extraída.

### 5.2.1.3 Combinación rajo abierto y subterránea

Se analizará si existe un óptimo que no es ni rajo abierto ni subterránea, más bien una combinación de ambas.

En todos los casos se hará la evaluación buscando un VAN máximo con una vida de mina de aproximadamente 7 años.

## 5.2.2 Caso de negocio 1: Procesamiento propio

### 5.2.2.1 Rajo abierto

Para realizar la evaluación a rajo abierto en el software *Whittle* se deben regularizar los bloques de los modelos realizados en el software *Vulcan*. Dependiendo del tamaño de los bloques, se diluyen las leyes y aumenta el tonelaje. Una buena regularización mantiene características similares al modelo original. En el caso de estudio se consideraron dos regularizaciones alternativas a bloques de las siguientes dimensiones 5x2x5 m, X, Y, Z respectivamente y a 2x2x2 m. Cabe destacar que el modelo utilizado fue estimado usando bloques básicos de 5x2.5x5 m. Se asume que por el tamaño de la faena es posible lograr una selectividad razonable con estos tamaños de bloques. Se utilizará el modelo de 2x2x2 para evaluar el caso de ENAMI, donde mantener una selectividad mayor es importante.

Los resultados de la regularización del modelo en la zona este se presentan en la tabla 38:

**Tabla 38: Resultados de rebloqueo zona este, solo oro presente.**

Ley de corte [ppm]	Finos Original [oz]	Finos 5x2x5 [oz]	Finos 2x2x2 [oz]	Diferencia 5x2x5 [oz]	Diferencia 2x2x2 [oz]	Diferencia Local 5x2x5 [oz]	Diferencia Local 2x2x2 [oz]	Diferencia Global 5x2x5	Diferencia Global 2x2x2
0.0	24,867	23,133	23,815	1,734	1,052	7%	7%	7%	4%
1.0	14,905	13,094	13,887	1,811	1,017	12%	12%	7%	4%
2.0	14,331	10,590	11,381	3,740	2,949	26%	26%	15%	12%
3.0	10,432	5,982	6,652	4,450	3,780	43%	43%	18%	15%
4.0	7,713	3,899	4,340	3,814	3,373	49%	49%	15%	14%

En esta tabla se puede observar cómo a distintas leyes de corte varía la diferencia. Esto se debe a que al aumentar el tamaño de bloque (o unidad de explotación) el histograma de leyes se suaviza, concentrándose cerca del promedio de la distribución. No obstante, las diferencias no son grandes para la ley de corte crítica (1 ppm). Se observa una disminución de la cantidad de finos a medida que aumenta la ley de corte.

En la zona oeste podemos observar cómo las variaciones son aun menores para ambos rebloqueos.

**Tabla 39: Resultados de rebloqueo en zona oeste.**

Ley de corte [ppm]	Finos Original [oz]	Finos 5x2x5 [oz]	Finos 2x2x2 [oz]	Diferencia 5x2x5 [oz]	Diferencia 2x2x2 [oz]	Diferencia Local 5x2x5 [oz]	Diferencia Local 2x2x2 [oz]	Diferencia Global 5x2x5	Diferencia Global 2x2x2	Au
0	39,936	40,365	41,429	-430	-1,494	-1%	-1%	-1%	-4%	
1	30,017	28,929	28,184	1,088	1,833	4%	4%	3%	5%	
2	26,112	24,065	23,640	2,047	2,473	8%	8%	5%	6%	
3	21,672	19,535	19,407	2,137	2,266	10%	10%	5%	6%	
4	17,344	14,939	14,742	2,404	2,602	14%	14%	6%	7%	
Ley de corte [ppm]	Finos Original [oz]	Finos 5x2x5 [oz]	Finos 2x2x2 [oz]	Diferencia 5x2x5 [oz]	Diferencia 2x2x2 [oz]	Diferencia Local 5x2x5 [oz]	Diferencia Local 2x2x2 [oz]	Diferencia Global 5x2x5	Diferencia Global 2x2x2	Cu
0	5,564	5,325	6,010	239	-446	4%	4%	4%	-8%	
1	1,951	1,788	1,833	163	118	8%	8%	3%	2%	
2	1,410	1,306	1,314	104	95	7%	7%	2%	2%	
3	1,073	986	1,000	87	73	8%	8%	2%	1%	
4	781	680	689	101	91	13%	13%	2%	2%	

Dados los resultados anteriores se valida el rebloqueo de los modelos originales para la optimización de los rajos.

Para esta alternativa se ha evaluado la explotación mediante rajo abierto considerando el procesamiento propio. Los parámetros son los indicados en las tablas de términos de referencia de la sección. El tonelaje de procesamiento diario máximo es de 150 *tpd*, por requerimiento del dueño. La vida de mina buscada es entre 6 y 8 años. Se han considerado 3 alternativas a evaluar:

- Rajo zona este
- Rajo zona oeste
- Rajo oeste y luego este

Se analizaron todos estos casos para definir cual presenta los mejores indicadores económicos. Se considera que los rajos no pueden ser explotados por menos de 1 año, para así mantener la continuidad operacional y la infraestructura asociada.

Los tonelajes diarios (*tpd*) mostrados son cifras promedio diarios (tonelaje anual/365). Los tonelajes efectivos diarios son mayores, dados que no se opera sábados ni domingos. Los resultados de las alternativas 1 y 2 son los siguientes.

5.2.2.1.1 Zona este

Tabla 40: Resultados VAN rajos zona este.

Revenue factor	30 TPD		50 TPD		75 TPD		100 TPD		150 TPD	
	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina
0.30	-1,057,040	0.2	-1,490,610	0.1	-1,943,460	0.1	-2,338,710	0.0	-3,025,553	0.0
0.35	-928,317	0.3	-1,359,306	0.2	-1,810,851	0.1	-2,205,445	0.1	-2,891,630	0.1
0.40	-795,008	0.5	-1,220,712	0.3	-1,669,562	0.2	-2,062,795	0.2	-2,747,610	0.1
0.45	-689,029	0.8	-1,107,419	0.5	-1,552,496	0.3	-1,943,814	0.2	-2,626,693	0.2
0.50	-645,825	0.9	-1,060,347	0.5	-1,503,413	0.4	-1,893,705	0.3	-2,575,545	0.2
0.55	-587,608	1.1	-1,001,339	0.7	-1,440,878	0.4	-1,829,363	0.3	-2,509,368	0.2
0.60	97,273	4.1	-239,304	2.5	-638,210	1.6	-1,006,914	1.2	-1,658,112	0.8
0.65	300,570	5.5	14,762	3.3	-350,305	2.2	-700,204	1.7	-1,338,744	1.1
0.70	345,006	6.0	80,239	3.6	-272,041	2.4	-620,179	1.8	-1,245,849	1.2
0.75	413,315	6.7	170,415	4.0	-158,546	2.7	-501,010	2.0	-1,105,897	1.3
0.80	420,935	6.8	185,346	4.1	-143,944	2.7	-481,578	2.0	-1,087,214	1.4
0.85	446,301	7.3	232,280	4.4	-95,779	2.9	-416,111	2.3	-1,023,274	1.5
0.90	<b>446,976</b>	7.5	241,123	4.6	-83,043	3.0	-397,872	2.4	-1,005,222	1.6
0.95	439,664	8.0	239,556	4.8	-75,806	3.2	-392,579	2.6	-1,001,715	1.7
1.00	438,708	8.0	239,033	4.9	-75,782	3.2	-392,539	2.6	-1,001,686	1.7
1.05	415,949	8.4	216,808	5.1	-91,085	3.4	-411,448	2.8	-1,020,688	1.9
1.10	401,575	8.7	204,607	5.3	-103,782	3.5	-432,767	2.9	-1,036,445	1.9
1.15	350,394	9.4	170,785	5.6	-138,269	3.7	-483,142	3.2	-1,078,296	2.1
1.20	328,436	9.6	153,006	5.7	-156,778	3.8	-505,155	3.3	-1,101,261	2.2
1.25	323,669	9.7	146,034	5.8	-165,292	3.8	-513,284	3.4	-1,111,614	2.2
1.30	281,458	10.1	100,461	6.0	-211,978	4.0	-566,945	3.7	-1,163,582	2.5
1.35	252,296	10.5	64,304	6.3	-247,666	4.1	-610,081	3.9	-1,206,252	2.6
1.40	246,643	10.5	57,303	6.3	-254,893	4.1	-619,152	3.9	-1,214,946	2.6
1.45	201,418	10.9	4,100	6.6	-301,121	4.2	-678,331	4.1	-1,271,264	2.8
1.50	184,843	11.1	-16,110	6.6	-323,071	4.3	-703,480	4.2	-1,297,493	2.8
1.55	176,817	11.1	-26,881	6.7	-335,456	4.3	-716,706	4.2	-1,311,563	2.8
1.60	161,228	11.3	-49,665	6.8	-364,061	4.4	-747,678	4.3	-1,345,936	2.9
1.65	98,184	11.8	-129,194	7.1	-453,725	4.7	-839,576	4.7	-1,447,332	3.1
1.70	53,648	12.3	-195,029	7.5	-533,955	4.9	-922,017	4.9	-1,541,593	3.3
1.75	44,757	12.4	-207,939	7.5	-549,406	4.9	-938,246	5.0	-1,559,140	3.4
1.80	30,312	12.6	-230,460	7.6	-577,205	5.0	-967,332	5.1	-1,590,621	3.4
1.85	-29,970	13.1	-301,031	7.9	-653,001	5.2	-1,046,644	5.4	-1,668,905	3.6
1.90	-30,493	13.1	-301,871	7.9	-654,090	5.2	-1,047,707	5.4	-1,670,186	3.6
1.95	-52,289	13.3	-333,674	8.1	-695,084	5.3	-1,086,807	5.6	-1,716,314	3.7
2.00	-79,123	13.7	-370,936	8.3	-740,449	5.4	-1,130,511	5.7	-1,766,902	3.8

El mejor caso de VAN se obtiene con el rajo asociado al *revenue factor* de 0.9. Se considera el promedio del mejor caso (rajo a rajo) y del peor caso (banco a banco). La vida mina es de 7.5 años, con un tonelaje de procesamiento diario de 30 *tpd*.



### 5.2.2.1.2 Zona Oeste

**Tabla 41: Resultados VAN rajos zona oeste.**

Revenue factor	50 TPD		75 TPD		100 TPD		125 TPD		150 TPD		200 TPD	
	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina
0.30	236,946	1.0	-157,694	0.7	-521,521	0.5	-859,665	0.4	-1,176,425	0.3	-1,759,573	0.3
0.35	4,024,805	5.7	4,297,797	3.6	4,249,056	2.6	4,085,546	2.1	3,905,187	1.7	3,506,643	1.3
0.40	4,679,102	7.0	5,142,065	4.5	5,203,445	3.3	5,168,733	2.6	5,031,194	2.1	4,707,120	1.6
0.45	5,319,806	9.7	6,164,985	6.2	6,436,068	4.7	6,524,186	3.7	6,516,782	3.0	6,351,239	2.2
0.50	5,419,226	10.4	6,352,165	6.7	6,667,900	5.0	6,793,877	4.0	6,831,551	3.2	6,692,587	2.4
0.55	5,499,636	11.5	6,554,805	7.5	6,959,854	5.5	7,154,947	4.3	7,219,986	3.6	7,099,093	2.7
0.60	5,491,741	12.0	6,597,993	7.7	7,027,779	5.7	7,255,686	4.5	7,331,518	3.8	7,217,700	2.8
0.65	5,500,138	12.5	6,632,822	8.1	7,098,240	5.9	7,330,151	4.7	7,433,357	3.9	7,330,231	2.9
0.70	5,485,623	12.9	6,646,911	8.3	<b>7,132,512</b>	6.1	7,366,853	4.9	7,484,740	4.1	7,401,433	3.0
0.75	5,474,809	13.0	6,640,946	8.4	7,129,740	6.1	7,368,369	4.9	7,486,526	4.1	7,406,457	3.0
0.80	5,422,611	13.3	6,608,742	8.6	7,110,156	6.3	7,364,558	5.0	7,490,548	4.2	7,419,329	3.1
0.85	5,402,540	13.5	6,593,671	8.8	7,104,402	6.4	7,363,472	5.1	7,495,105	4.3	7,431,447	3.2
0.90	5,391,063	13.7	6,583,742	8.9	7,099,129	6.5	7,360,872	5.2	7,495,045	4.3	7,436,877	3.2
0.95	5,378,979	13.8	6,572,888	9.0	7,090,602	6.5	7,355,371	5.2	7,490,137	4.4	7,436,493	3.2
1.00	5,096,202	15.4	6,327,989	10.0	6,888,668	7.3	7,156,407	5.8	7,315,953	4.9	7,300,429	3.6
1.05	5,074,551	15.6	6,306,967	10.1	6,867,071	7.4	7,139,652	5.9	7,303,711	4.9	7,282,719	3.7
1.10	4,994,515	16.2	6,227,959	10.5	6,779,562	7.7	7,073,645	6.2	7,239,359	5.2	7,206,381	3.8
1.15	4,884,931	17.0	6,113,373	11.0	6,672,615	8.1	6,968,567	6.5	7,137,153	5.4	7,124,450	4.0
1.20	4,845,135	17.2	6,078,340	11.2	6,633,450	8.3	6,929,131	6.6	7,102,306	5.5	7,095,907	4.1
1.25	4,798,203	17.6	6,026,476	11.5	6,576,510	8.4	6,869,290	6.7	7,048,282	5.6	7,048,250	4.2
1.30	4,669,065	18.4	5,881,919	12.1	6,435,614	8.9	6,744,438	7.1	6,901,044	5.9	6,912,245	4.4
1.35	4,661,839	18.5	5,873,929	12.1	6,427,308	8.9	6,736,259	7.1	6,892,690	5.9	6,903,170	4.4
1.40	4,614,897	18.9	5,822,023	12.3	6,373,398	9.1	6,676,701	7.2	6,837,602	6.1	6,843,118	4.5
1.45	4,556,673	19.3	5,753,948	12.6	6,300,345	9.3	6,598,570	7.4	6,759,864	6.2	6,758,489	4.6
1.50	4,472,895	20.1	5,656,004	13.1	6,198,077	9.7	6,489,288	7.7	6,650,490	6.4	6,639,708	4.8
1.55	4,433,374	20.5	5,601,516	13.4	6,135,301	9.9	6,426,780	7.9	6,586,349	6.6	6,569,580	4.9
1.60	4,425,317	20.5	5,591,111	13.4	6,123,344	9.9	6,414,970	7.9	6,573,110	6.6	6,556,463	4.9
1.65	4,393,650	20.8	5,553,146	13.6	6,078,721	10.0	6,366,814	8.0	6,525,266	6.7	6,509,361	5.0
1.70	4,275,503	21.6	5,417,758	14.2	5,934,611	10.5	6,219,639	8.4	6,369,116	7.0	6,351,087	5.2
1.75	4,271,392	21.7	5,412,892	14.2	5,929,547	10.5	6,214,384	8.4	6,363,379	7.0	6,345,454	5.2
1.80	4,233,692	22.0	5,367,181	14.4	5,878,005	10.6	6,162,479	8.5	6,306,409	7.1	6,287,719	5.3
1.85	4,125,451	23.2	5,218,963	15.2	5,703,134	11.3	5,967,426	9.0	6,102,369	7.5	6,064,506	5.6
1.90	4,107,187	23.5	5,193,520	15.4	5,671,351	11.4	5,931,230	9.1	6,065,188	7.6	6,025,811	5.7
1.95	4,106,932	23.5	5,192,978	15.4	5,670,607	11.4	5,930,321	9.1	6,064,164	7.6	6,024,650	5.7
2.00	4,051,296	24.0	5,121,598	15.8	5,590,657	11.7	5,841,084	9.3	5,974,711	7.8	5,931,430	5.8

Se considera el promedio de VAN del mejor caso (rajo a rajo) y del peor caso (banco a banco). El mejor caso de VAN con vida mina entre 6 y 8 años es el rajo asociado al *revenue factor* de 0.7. La vida mina es de 6.1 años, con un tonelaje de procesamiento diario de 100 *tpd*.

### 5.2.2.1.3 Combinación oeste-este

Dado que a medida que los rajos aumentan su profundidad y se requiere de un mayor movimiento de estéril, es conveniente analizar qué sucede si se alternan las extracciones de los rajos de forma de obtener el mejor VAN, dado que se tiene la planta construida. La mejor combinación obtenida corresponde al rajo asociado a RF 0.85W con el RF 1 E. El VAN obtenido es de 9.68 *MUSD* a 150 *tpd*.

Por ende, de las opciones de procesamiento propio y extracción mediante rajo, se determina como el mejor caso la combinación de rajos a RF 0.85 W con el RF 1 E, obteniendo una vida de mina de 6 años con un VAN de 9.68 *MUSD*.

#### 5.2.2.2 Evaluación de mina subterránea

Es este caso se evaluaron ambas zonas mediante la metodología descrita al comienzo. El análisis es netamente económico considerando costos de mina constantes, leyes medias constantes y sin considerar la inversión inicial en desarrollos y preparaciones. Se utilizó la ley media de oro equivalente, con tonelajes desde 40 hasta 2000 *tpd*. Los parámetros se encuentran en la tabla términos de referencia del capítulo.

##### 5.2.2.2.1 Zona este

El mejor caso de VAN se da para una mina de 4 años, con ley de corte de 3.4 *ppm*, con VAN asociado de 0.19 *MUSD*. Para minas entre 6 y 8 años, el mejor VAN es de 0.05 *MUSD* con una vida de 6 años, a una ley de corte de 2.4 *ppm*. Ambas a 40 *tpd*.

##### 5.2.2.2.2 Zona oeste

El mejor caso se da para una mina con ley de corte de 2.2 *ppm* con una vida de mina de 5 años y VAN de 5.805 *MUSD* a 100 *tpd*. El mejor caso para una mina entre 6 y 8 años se da para una mina con ley de corte de 1.6 *ppm*, con VAN asociado de 5.63 *MUSD*. La mina tiene un tonelaje diario de 100 *tpd*.

##### 5.2.2.2.3 Combinación

La mejor combinación reporta un VAN de 7.5 *MUSD* con una vida de mina de 7.0 años. Plantea explotar la zona oeste a 100 *tpd* con ley de corte de 2.4 *ppm* por 4.8 años y luego la zona este a 100 *tpd* a ley de corte 2.4 *ppm* durante 2.4 años.

### 5.2.2.3 Transición rajo subterránea

La transición de rajo a subterránea no es viable debido a los siguientes factores: Los costos de minería subterránea son más altos que los de rajo abierto. Dado que en ningún caso se supera una razón estéril/mineral suficiente, el costo de extraer una tonelada de mineral por rajo es siempre menor que por subterránea. Y dado que tienen la misma selectividad, el costo de extracción por onza, es menor mediante rajo abierto como se muestra en la siguiente figura:

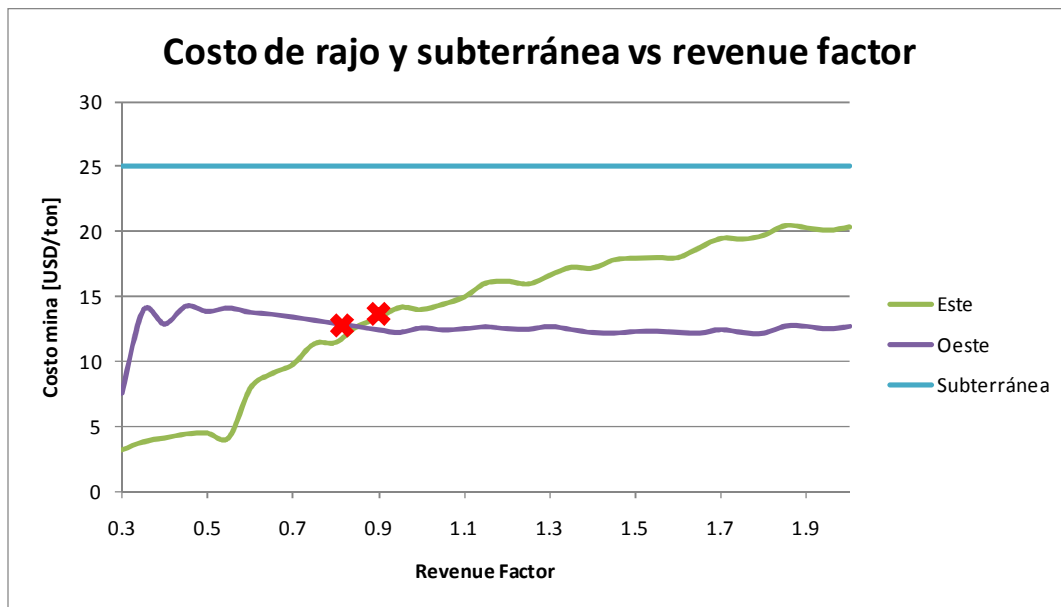


Figura 64: Costos de subterránea vs rajo abierto. Cruces representan los rajos escogidos.

El punto de transición óptimo se define económicamente cuando los costos de extraer el lastre y el mineral del rajo equiparan los costos de minería subterránea. Además existen muchas otras condicionantes, como geotecnia, agua, ángulos de talud, etc.

### 5.2.3 Caso 2: Procesamiento ENAMI

#### 5.2.3.1 Consideraciones previas

La Empresa Nacional de Minería (ENAMI) tiene como uno de sus fines fomentar la pequeña y mediana minería. Para ello, dispone de distintos instrumentos. Uno de ellos son los poderes de compra, donde compra minerales para procesar o fundir, dependiendo de la localidad.

Para el proyecto en cuestión, el poder de compra más cercano es el de Rancagua, ubicado en las cercanías de esta ciudad. Este poder de compra sólo procesa sulfuros de cobre y oro mediante flotación y cuenta con una capacidad de procesamiento de 5000 toneladas por mes (tpm), por lo que es posible que no pueda absorber una capacidad mayor a 2000 TPM sin ser saturado.

Otra opción es transportar el mineral a lugares más lejanos. Los poderes de compra de Cabildo y Petorca tienen alta capacidad y están disponibles para recibir minerales sulfurados. La distancia considerada es de 440 km.

El mecanismo de venta a ENAMI puede ser llevado de dos formas:

- Menos de 2000 TPM, se debe empadronar la mina (registrar en el poder de compra) y luego se vende.
- Sobre 2000 TPM, se debe generar un contrato de venta especial, con mejores tarifas.

#### 5.2.3.2 Tarifas

Los precios de venta aplicables a este caso de estudio son los siguientes: ENAMI paga un valor base sobre una ley y luego lo ajusta a una escala, tal como se muestra a continuación para un mineral vendido como oro:

$$\text{Precio} = \text{Tonelaje} [\text{Base} - (5 - \text{LeyMedia}) * \text{Escalaproducto} + \text{LeySubproducto} * \text{EscalaSubproducto}] \quad \text{Ecuación 9}$$

$$\text{Precio} = 1 \text{ ton} * \{73.6\text{USD} - (5 \text{ ppm} - 3.4 \text{ ppm}) * 18 \text{ USD}\} + 0.8 \% * 38.5 \text{ USD} = 75.6 \text{ USD/ton} \quad \text{Ecuación 10}$$

Por ejemplo, para un mineral de 3.4 ppm de oro y 0.8 % de cobre y considerando las tarifas de la tabla 42, se tiene:

El 5 es la ley desde la cual se ajusta la tarifa del mineral. Por ende, bajo 5 ppm se descuenta la escala y sobre, se añade. El mineral puede ser vendido por oro o cobre como producto principal. De todas formas se recomienda vender por el producto mayoritario, pues presenta una mejor escala.

Como otro punto delicado de este caso, ENAMI sólo compra minerales sobre determinada ley de corte. En el caso de oro, la ley mínima comercial es de 3 ppm. Desde 2.5 ppm se puede vender, pero debe ser mezclada con otro lote para que el promedio sea superior a 3 ppm. De esta forma, vender a ENAMI significa que se debe tener a mano mineral para hacer mezclas o se corre el riesgo de no poder ingresarlo a procesamiento. En el yacimiento en estudio, existe una importante cantidad de recursos con ley media bajo 3 ppm, por lo que vender a ENAMI pudiera suponer una importante pérdida de valor.

Las tarifas de ENAMI se anuncian mensualmente y son función del precio de los metales. Para este caso de estudio, se asumió que las tarifas debían ajustarse a los precios de largo plazo determinadas como términos de referencia del proyecto. Por ende, se asumió que las tarifas de ENAMI son lineales y se ajustaron considerando los precios actuales y de largo plazo.

**Tabla 42: Parámetros de cálculo de tarifas de venta a ENAMI y costos asociados.**

Parámetro	Precio actual [USD]	Precio LP [USD]
Base oro	113.2	73.6
Escala oro	27.6	18.0
Escala cobre	59.2	38.5
Base cobre	148.3	88.8
Escala cobre	68.8	41.2
Escala oro	25.2	16.4
Costo mina Rajo	3	3
Costo mina subterránea	25	25
Costo transporte a PC	44	44

Bajo este análisis, un mineral de leyes efectivas (diluidas y recuperadas) de 4.7 ppm recién paga los costos en minería subterránea y uno de 3.52 ppm en minería de rajo abierto. Esto supone una disminución considerable de los recursos económicamente explotables, con la consiguiente disminución en los flujos de caja del proyecto.

El costo de transportar el mineral hasta un poder de compra es de 44 USD/ton, considerando la venta al poder de compra de ENAMI en Cabildo.

### 5.2.3.3 Rajo abierto

#### 5.2.3.3.1 Zona oeste

Los resultados de minería a cielo abierto en la zona oeste se muestran a continuación. Dado que no existe una inversión de planta asociada, se observa que mientras más aumenten los tonelajes, más aumenta el VAN del proyecto. No obstante, se considerará solo explotaciones que duren más de 1 año.

**Tabla 43: Resultados VAN rajos zona oeste.**

Revenue factor	150 TPD		300 TPD		500 TPD		750 TPD		1000 TPD	
	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina
0.3	138,942	0.0	139,085	0.0	139,142	0.0	139,171	0.0	139,185	0.0
0.4	285,047	0.0	285,726	0.0	285,998	0.0	286,134	0.0	286,202	0.0
0.5	516,253	0.1	519,355	0.1	520,601	0.0	521,226	0.0	521,538	0.0
0.6	1,742,565	0.7	1,800,105	0.3	1,823,649	0.2	1,835,537	0.1	1,841,510	0.1
0.7	2,570,616	1.2	2,686,757	0.6	2,747,852	0.4	2,778,918	0.2	2,794,583	0.2
0.8	2,855,256	1.7	3,076,009	0.8	3,166,971	0.5	3,213,456	0.3	3,236,953	0.2
0.9	2,888,203	2.2	3,198,602	0.9	3,307,887	0.5	3,363,923	0.4	3,392,295	0.3
1.0	2,873,500	2.3	3,197,076	0.9	3,311,895	0.6	3,370,842	0.4	3,400,707	0.3
1.1	2,829,171	2.4	3,163,665	1.0	3,283,613	0.6	3,344,745	0.4	3,375,737	0.3
1.2	2,778,200	2.5	3,114,315	1.1	3,237,447	0.6	3,300,937	0.4	3,333,148	0.3
1.3	2,747,760	2.5	3,079,333	1.2	3,208,356	0.6	3,272,994	0.4	3,305,799	0.3
1.4	2,682,334	2.6	3,003,040	1.3	3,142,425	0.7	3,208,771	0.4	3,242,468	0.3
1.5	2,674,828	2.6	2,994,215	1.3	3,134,332	0.7	3,200,791	0.4	3,234,547	0.3
1.6	2,621,550	2.7	2,946,697	1.3	3,093,089	0.7	3,160,364	0.5	3,194,548	0.3
1.7	2,557,583	2.8	2,890,582	1.4	3,041,875	0.7	3,110,025	0.5	3,144,670	0.3
1.8	2,550,434	2.8	2,883,940	1.4	3,035,498	0.7	3,103,702	0.5	3,138,376	0.3
1.9	2,545,411	2.8	2,879,323	1.4	3,031,220	0.7	3,099,463	0.5	3,134,159	0.4
2.0	2,486,109	2.8	2,825,188	1.4	2,980,269	0.7	3,049,021	0.5	3,083,990	0.4

Congruentemente con la duración mínima de explotación definida en la metodología, el rajo escogido, es el de RF 0.9, pues presenta una explotación al menos sobre 1 año a 150 *tpd*.

#### 5.2.3.3.2 Zona este

A continuación se presentan los resultados del VAN para los rajos en la zona este. Dado los costos, los rajos apenas flotan y solo lo hacen los superficiales con una vida de mina muy corta. Como que ninguno supera siquiera medio año con ganancias, se determina que no es viable explotar esta zona mediante rajo abierto.

**Tabla 44: Resultados VAN rajos zona este.**

Revenue factor	150 TPD		300 TPD		500 TPD	
	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina	VAN	Vida mina
0.55 - 0.6	5,205	0.0	5,206	0.0	5,206	0.0
0.65	32,829	0.0	32,873	0.0	32,890	0.0
0.7	43,652	0.0	43,735	0.0	43,768	0.0
0.75	50,976	0.1	51,107	0.0	51,160	0.0
0.8	53,600	0.1	53,755	0.0	53,818	0.0
0.85	55,409	0.1	55,596	0.0	55,671	0.0
0.9	55,426	0.1	55,633	0.0	<b>55,715</b>	0.0
0.95	54,593	0.1	54,812	0.0	54,900	0.0
1	53,769	0.1	53,992	0.0	54,081	0.0
1.05	49,740	0.1	49,985	0.1	50,083	0.0
1.1	48,245	0.1	48,494	0.1	48,594	0.0
1.15	45,723	0.1	45,980	0.1	46,083	0.0
1.2	43,005	0.1	43,268	0.1	43,373	0.0
1.25	40,778	0.1	41,041	0.1	41,147	0.0
1.3	38,414	0.1	38,675	0.1	38,780	0.0
1.35	-158,370	1.2	-164,241	0.6	-167,886	0.3
1.4	-181,815	1.3	-187,586	0.6	-192,197	0.4
1.45	-198,553	1.4	-204,445	0.7	-209,821	0.4



#### 5.2.3.3.3 *Zona oeste y este*

Se determina como rajo a explotar solamente la zona oeste, con el rajo correspondiente al *revenue factor* 0.9 a 150 *tpd*, con un VAN de 2.88 *MUSD* y una vida de mina de 2.2 años.

#### 5.2.3.4 Subterránea

##### 5.2.3.4.1 *Zona este*

Para la zona este, se tiene que el mejor caso tiene un VAN de -47,000 *USD*, a una ley de corte de 5.6 *ppm* y 40 *tpd* con 0.5 años mina.

##### 5.2.3.4.2 *Zona oeste*

En este caso, el mejor VAN es de 2.3 *USD* con ley de corte 4.4 *ppm*, a 2000 *tpd*. Dada su corta vida mina (menos de 1 año), se escoge otro caso con VAN mayor a 2 *MUSD* con mayor vida de mina. Este corresponde a 2.01 *MUSD* con una vida de mina de 3 años, con ley de corte 4 *ppm* y 75 *tpd*.

##### 5.2.3.4.3 *Combinación*

Dado que en ningún caso la zona este es viable, cualquier combinación de explotación no es favorable.

#### 5.2.3.5 Transición rajo subterránea

Bajo las mismas premisas que en el caso de negocio anterior, la transición no es viable económicamente.

### 5.2.4 *Resumen de resultados*

A continuación se presenta un resumen de las distintas evaluaciones de métodos de explotación realizadas al yacimiento. Los óptimos de tonelaje diario en el caso de procesamiento propio coinciden en ser menores que 150 *tpd*, mientras en el caso de venta a ENAMI, dado que no existe inversión inicial en planta, mientras más toneladas se exploten, mejor es el resultado.

En las siguientes dos tablas se encuentran los resultados más relevantes: VAN, vida de mina, *tpd* y ley de corte o *revenue factor* (RF) del rajo escogido.

**Tabla 45: Resultados métodos de explotación zona oeste.**

Método y zona	Caso 1: Procesamiento propio			
	VAN [MUSD]	Años mina	Procesamiento [TPD]	Ley de corte [subte] / RF [rajo]
Subterránea este	0.19	4	40	3.4 [ppm]
Subterránea oeste	5.8	5	100	2.2 [ppm eq]
Subterránea oeste-este	7.5	7	100	2.4 [ppm eq] oeste, 2.4 [ppm] este
Rajo este	0.45	7.5	30	RF 0.9
Rajo oeste	7.13	6.3	100	RF 0.7
<b>Rajo oeste-este</b>	<b>9.68</b>	<b>6.0</b>	<b>150</b>	<b>RF 0.85 oeste, RF 1 este</b>

**Tabla 46: Resultados métodos de explotación zona este.**

Método y zona	Caso 2: Procesamiento ENAMI			
	VAN [MUSD]	Años mina	Procesamiento [TPD]	Ley de corte [subte] / RF [rajo]
Subterránea este	-0.05	0.5	40	5.6 [ppm]
Subterránea oeste	2.01	3	75	4 [ppm eq]
Subterránea oeste-este	2.01	3	75	4 [ppm eq]
Rajo este	0.06	0.1	150	Rajo RF 0.9
<b>Rajo oeste</b>	<b>2.9</b>	<b>2.2</b>	<b>50</b>	<b>Rajo RF 0.9</b>
Rajo oeste-este	2.9	2.2	50	Rajo RF 0.9

Por ende, en el caso de negocio 1 se decide explotar el yacimiento mediante rajo abierto, primero en la zona oeste y luego en la zona este.

Para el caso de negocio 2, se decide explotar mediante rajo abierto solamente la zona oeste. La zona este difícilmente paga sus costos debido a las menores leyes producto de la falta de análisis químicos de leyes de cobre.

### 5.3 Planificación de fases

Las fases se escogerán con la combinación de dos criterios: 1) Saltos de toneladas grandes de un rajo anidado al siguiente; y 2) que la fase tenga tonelaje suficiente para operar al menos 2 años, para asegurar los anchos operacionales.

#### 5.3.1 Caso de negocio 1

En este caso, se determinó como rajos finales, el rajo RF 0.85 Oeste y el RF 1 Este. A continuación se muestran los tonelajes y duración de explotación de los rajos oeste.

Tabla 47: Elección de fases sector oeste. Caso de negocio 1.

Revenue Factor	Variación tonelaje pit	Tonelaje acumulado	Variación años	Años acumulados
0.30	18,576	18,576	0.34	0.3
<b>0.35</b>	<b>77,070</b>	<b>95,646</b>	<b>1.41</b>	<b>1.7</b>
0.40	22,056	117,702	0.40	2.1
0.45	40,270	157,972	0.89	3.0
0.50	10,130	168,102	0.20	3.2
0.55	14,108	182,210	0.35	3.6
0.60	6,284	188,494	0.16	3.8
0.65	6,797	195,291	0.16	3.9
0.70	5,900	201,191	0.15	4.1
0.75	1,026	202,217	0.03	4.1
0.80	4,360	206,577	0.12	4.2
<b>0.85</b>	<b>3,335</b>	<b>209,912</b>	<b>0.07</b>	<b>4.3</b>

Se puede observar como los rajos RF 0.35 y 0.45 presentan aumentos de tonelaje significativas con respecto al resto de los rajos. Se escoge el rajo RF 0.35 como fase intermedia pues cumple los criterios técnicos (duración de fase y salto de tonelaje) y además, desde un punto de vista económico, es mejor comenzar con un rajo más pequeño pues así se requiere un menor movimiento de lastre al comienzo de la explotación.

A continuación se muestran los rajos de la zona este con sus variaciones de tonelajes y la duración de su explotación.

**Tabla 48: Elección de fases zona este. Caso de negocio 1.**

Revenue Factor	Variación tonelaje pit	Tonelaje acumulado	Variación años pit	Años pit
0.30	1,643	1,643	0.03	0.03
0.35	1,853	3,496	0.03	0.06
0.40	2,479	5,975	0.05	0.11
0.45	2,726	8,701	0.05	0.16
0.50	1,248	9,949	0.02	0.18
0.55	2,182	12,131	0.04	0.22
0.60	32,838	44,969	0.60	0.82
0.65	15,340	60,309	0.28	1.10
0.70	5,079	65,388	0.09	1.19
0.75	7,513	72,901	0.15	1.34
0.80	1,558	74,459	0.03	1.38
0.85	5,891	80,350	0.15	1.53
0.90	2,309	82,659	0.08	1.61
0.95	3,687	86,346	0.11	1.72
1.00	189	86,535	0.01	1.73

En la zona este, la duración total de la explotación esperada es de 1.73 años. El rajo que representa el cambio de tonelaje mayor es el RF 0.6, que apenas supera medio año. Por ende es esperable que los anchos operacionales no sean lo suficientemente amplios como para permitir una fase intermedia. En base a lo anterior, se determina como fase solamente el rajo final RF 1.0.

### 5.3.2 Caso de negocio 2

Para este caso, se muestran los valores de tonelaje y años mina que presentan los diferentes rajos:

**Tabla 49: Elección de fases sector oeste. Caso de negocio 2.**

Revenue Factor	Variación tonelaje pit	Tonelaje acumulado	Variación años pit	Años pit
0.3	1,184	1,184	0.02	0.02
0.4	1,548	2,732	0.03	0.05
0.5	4,151	6,883	0.08	0.13
0.6	30,441	37,324	0.56	0.68
0.7	27,256	64,580	0.50	1.18
0.8	19,124	83,704	0.56	1.74
0.9	12,790	96,494	0.44	2.17

Se puede observar que el tiempo total de la extracción es de 2.17 años. El criterio para las fases es que duren al menos 2 años, por lo que no se considera necesaria una fase intermedia en este caso pues ninguna cumple con el criterio de los 2 años.

## 5.4 Diseño minero

Dados los casos anteriores, a continuación se mostrará el proceso de diseño de los rajos. Los parámetros de diseño considerados son:

Tabla 50: Parámetros de diseño de rajos.

Parámetro	Valor	Unidad
Ancho de rampa	6	[m]
Ancho de berma	2	[m]
Pendiente rampa	10	[%]
Alto de banco	5	[m]
Ángulo de cara de banco	70	Grados
Ángulo global de talud	45	Grados

Los rajos se ven de la siguiente manera:

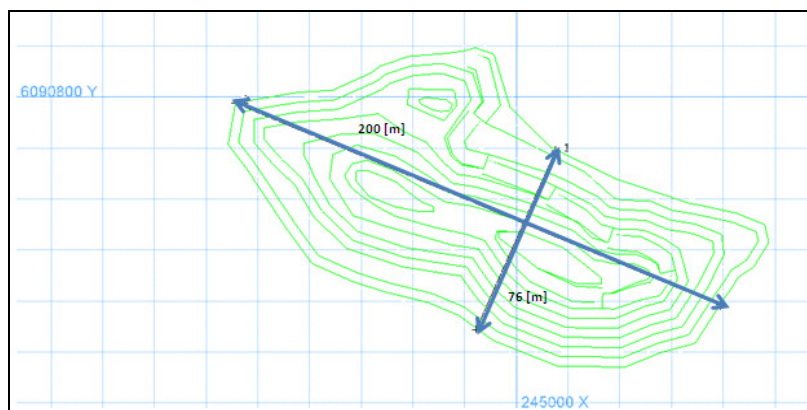
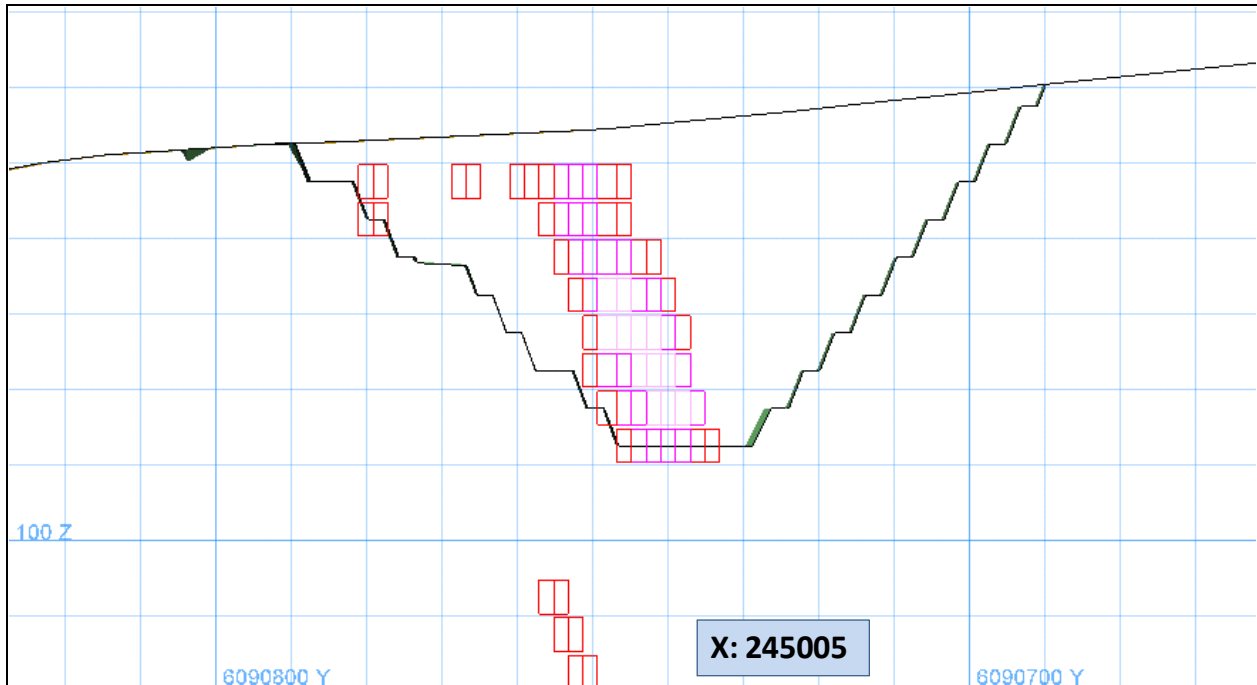
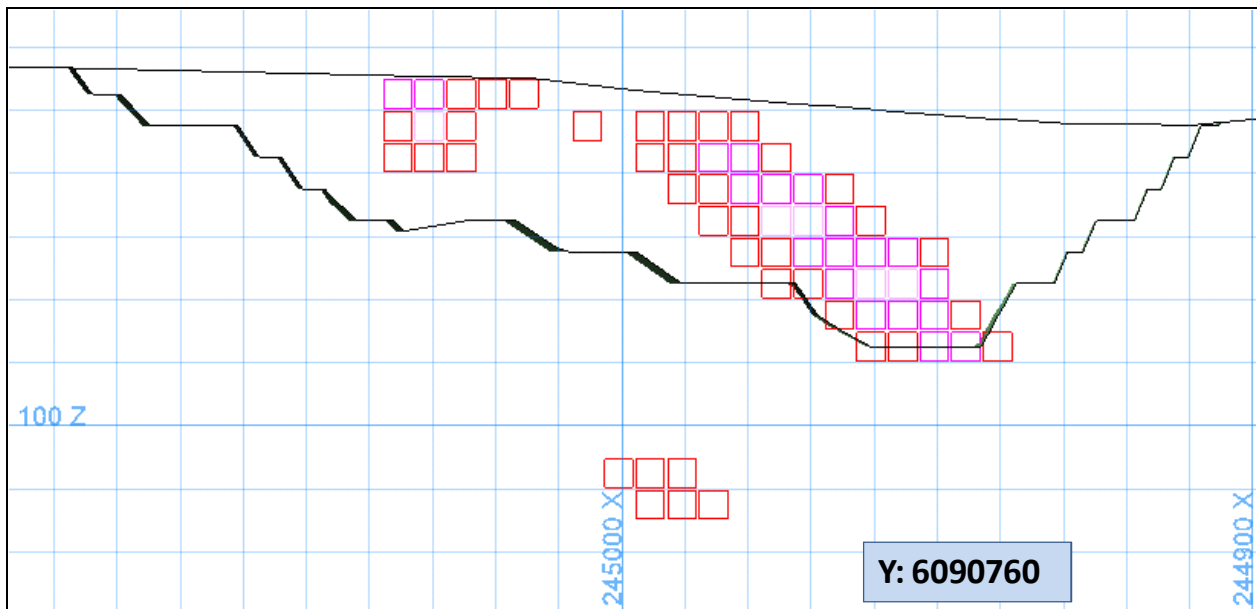


Figura 65: Planta rajo final sección oeste, caso de negocio 1.



**Figura 66:** Sección norte-sur rajo final sector oeste, con modelo regularizado. Se muestran los bloques con leyes mayores de oro equivalente mayores a 1 [ppm].



**Figura 67:** Sección oeste-este rajo final sector oeste, con modelo regularizado. Se muestran los bloques con leyes mayores de oro equivalente mayores a 1 [ppm].

Para los demás rajos, solo se mostrarán las dimensiones. Para detalles y figuras, referirse al Anexo Planificación y Diseño Minero, en CD adjunto. Los bancos diseñados son de 5 m. El número de bancos se cuenta desde el banco mínimo al máximo. La profundidad del rajo es desde el fondo de rajo hasta la salida mina. Las dimensiones son aproximadas dada la irregularidad de los rajos.

**Tabla 51: Dimensiones rajos caso de negocio 1.**

Rajo	Largo [m]	Ancho [m]	Profundidad [m]	Bancos [5 m]
Fase 1 Oeste	141	66	36	8
Final Oeste	185	90	45	10
Final Este	130	99	28	14
Final Oeste Enami	92	67	23	6

## 5.5 Definición de reservas

Las reservas definidas en el presente proyecto se han clasificado como probables, debido a que los recursos geológicos que las originan son indicados o inferidos. A continuación se presentan las reservas según caso de negocio:

### 5.5.1 Caso de negocio 1

Las reservas definidas son las siguientes:

**Tabla 52: Reservas caso de negocio 1.**

Fase	Indicados	Inferidos	Mineral [ton]	Esteril [ton]	Ley Au [ppm]	Ley Cu [%]	Finos Au [oz]	Finos Cu [ton]	Finos Aueq [oz]
Fase 1 Oeste	97,036	25,805	122,840	188,963	3.20	0.78	12,620	952	18,715
Fase Final Oeste	47,664	67,699	115,363	443,935	2.59	0.65	9,609	749	14,401
Fase Final Este	34,970	54,047	89,017	309,819	2.81	-	8,029	-	8,029
<b>Total</b>	<b>179,669</b>	<b>147,552</b>	<b>327,221</b>	<b>942,717</b>	<b>2.88</b>	<b>0.52</b>	<b>30,258</b>	<b>1,701</b>	<b>41,145</b>

Para detalles banco a banco, dirigirse al anexo de Planificación, sección reservas.

### 5.5.2 Caso de negocio 2

Para el caso de negocio 2, se presentan las reservas y el origen.

**Tabla 53: Reservas caso de negocio 2.**

Fase	Indicados	Inferidos	Mineral [ton]	Esteril [ton]	Ley Au [ppm]	Ley Cu [%]	Finos Au [oz]	Finos Cu [ton]	Finos Aueq [oz]
Rajo Final Oeste Enami	38,439	9,467	47,906	129,484	4.53	0.85	6,980	405	9,574

Para detalles banco a banco, dirigirse al anexo de Diseño y Planificación Minera, sección reservas.

## 5.6 Planificación de producción

La producción de mineral se consideró de 150 *tpd* y 365 días operativos de mina, lo que resulta en 54,750 toneladas por año. Dada la escasa magnitud de los rajos, los planes de producción se realizaron incorporando los siguientes criterios:

- No es factible *clavarse*<sup>3</sup> un banco
- No es factible tener dos fases de mineral simultáneas.
- Es factible sacar estéril de una fase posterior.

Los resultados de los planes mineros se muestran a continuación. Para más detalles, dirigirse al anexo Planificación, sección Planificación de producción.

### 5.6.1 Caso de negocio 1

La ley de corte considerada en este caso fue de 1 *ppm eq.*

**Tabla 54: Plan minero anual caso de negocio 1.**

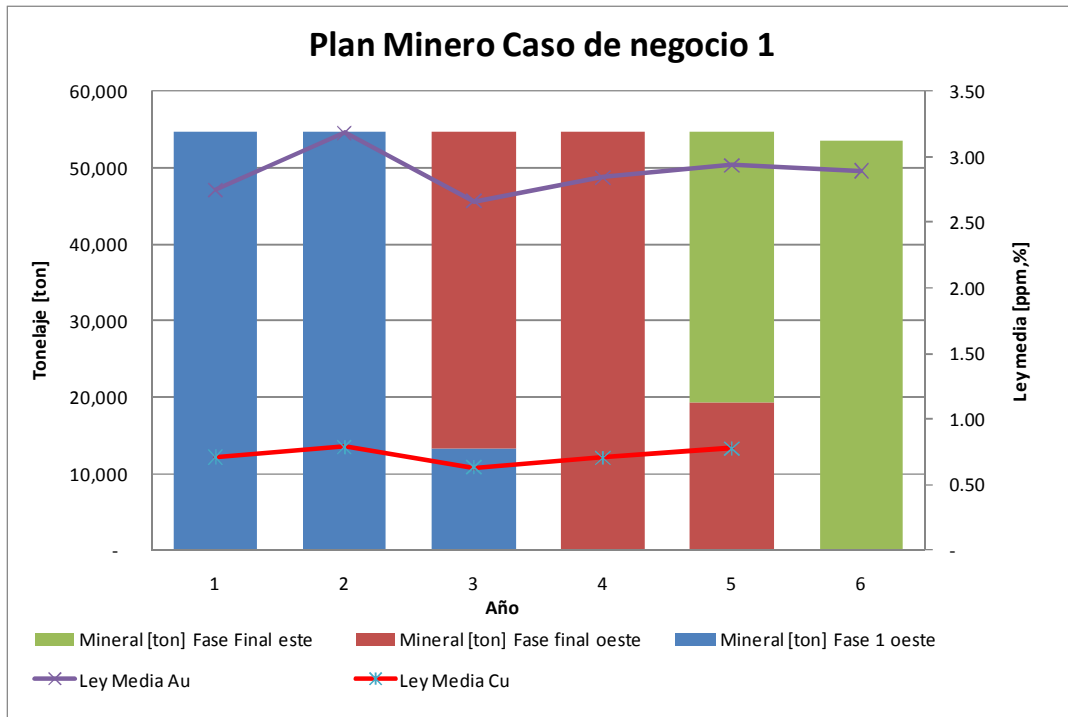
Año	1	2	3	4	5	6	Total
Mineral [ton]	54,750	54,750	54,750	54,750	54,750	53,471	327,221
Esteril [ton]	129,408	235,758	240,006	123,850	147,590	163,322	1,039,936
REM	2.4	4.3	4.4	2.3	2.7	3.1	3.2
Finos Au [gr]	150,402	174,144	145,734	155,445	160,733	154,687	941,145
Finos Au [oz]	4,835	5,599	4,685	4,998	5,168	4,973	30,258
Finos Cobre [ton]	388	431	345	387	149	-	1,701
Ley Au [ppm]	2.75	3.18	2.66	2.84	2.94	2.89	2.88
Ley Cu [%]	0.71	0.79	0.63	0.71	0.78	-	0.71

**Tabla 55: Plan minero anual, con detalles por fases. Caso de negocio 1.**

Año	Fase	1	2	3	4	5	6	Total
Mineral [ton]	Fase 1 oeste	54,750	54,750	13,341				122,841
	Fase final oeste			41,409	54,750	19,204		115,363
	Fase Final este					35,546	53,471	89,017
Esteril [ton]	Fase 1 oeste	129,408	138,540	9,117				277,065
	Fase final oeste		97,219	230,889	123,850	1,094		453,052
	Fase Final este					146,496	163,322	309,819
Finos Au [oz]	Fase 1 oeste	4,835	5,599	2,185				12,620
	Fase final oeste			2,500	4,998	2,112		9,609
	Fase Final este					3,056	4,973	8,029
Finos Cobre [ton]	Fase 1 oeste	388	431	133				952
	Fase final oeste			212	387	149		749
	Fase Final este							

<sup>3</sup> Trabajar en dos bancos a la vez. Implica finalizar la extracción de un banco para extraer el banco inferior.





**Figura 68: Plan minero anual, caso de negocio 1.**

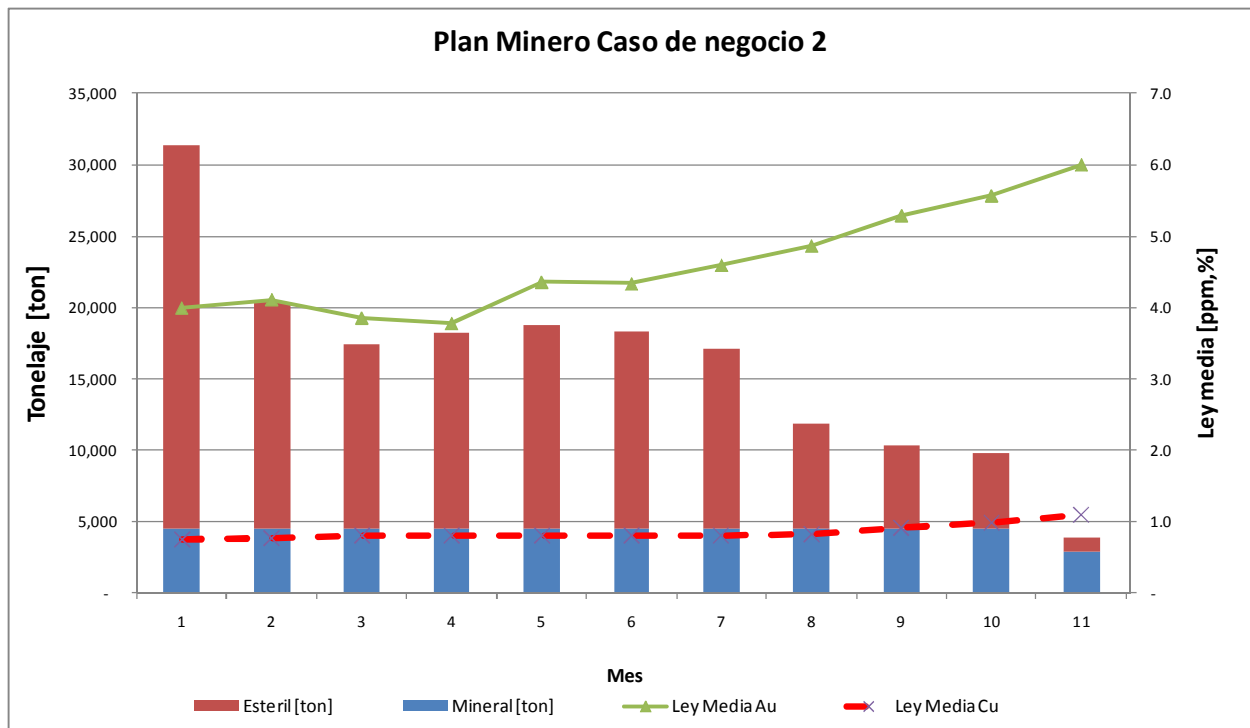
### 5.6.2 Caso de negocio 2

Aunque correspondería a una planificación de corto plazo no requerida en esta etapa del estudio, se muestra la planificación mensual de producción a ENAMI. La ley de corte es de 3.52 ppm eq, como fue calculada anteriormente.

El plan minero de esta alternativa se presenta a continuación:

**Tabla 56: Plan minero mensual, caso de negocio 2.**

Mes	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	Total
Mineral [ton]	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	4,500	2,886	47,885
Esteril [ton]	26,827	15,857	12,907	13,702	14,224	13,808	12,628	7,417	5,833	5,259	1,022	129,484
REM	6.0	3.5	2.9	3.0	3.2	3.1	2.8	1.6	1.3	1.2	0.4	2.7
Finos Au [gr]	17,994	18,513	17,358	17,011	19,606	19,505	20,680	21,890	23,800	25,049	17,315	109,987
Finos Au [oz]	579	595	558	547	630	627	665	704	765	805	557	3,536
Finos Cobre [ton]	34	35	36	36	36	36	36	37	41	45	32	214
Ley Au [ppm]	4.0	4.1	3.9	3.8	4.4	4.3	4.6	4.9	5.3	5.6	6.0	2.3
Ley Cu [%]	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.8	0.9	1.0	1.1	0.4



**Figura 69: Plan minero mensual, caso de negocio 2.**

Se puede observar un gran movimiento de esteril inicial, con una REM de 6, que luego baja casi continuamente, llegando hasta 1 para luego desaparecer casi completamente el manejo de esteril a medida que se llega al fondo del rajo.

## 5.7 Sensibilidad ángulo de talud

El ángulo de talud es un parámetro importante en el diseño de un rajo pues incide directamente en su estabilidad y en la razón estéril/mineral (REM). Mientras menor es la REM, menor es el costo de mover estéril por lo que disminuye el costo global del rajo. En la siguiente tabla se muestra cómo se comporta la REM al aumentar el ángulo de talud en incrementos de 5 grados.

	45 °			50 °			55 °			60 °		
	Estéril	Mineral	REM	Esteril	Mineral	REM	Esteril	Mineral	REM	Esteril	Mineral	REM
0.3	19,792	12,936	1.5	87,477	26,916	3.3	115,353	37,945	3.0	102,974	40,382	2.6
0.35	209,526	57,562	3.6	17,304	5,846	3.0	185,449	67,436	2.8	176,851	73,079	2.4
0.4	261,947	79,619	3.3	298,392	92,957	3.2	27,603	10,001	2.8	22,602	10,001	2.3
0.45	408,218	108,858	3.8	359,121	112,577	3.2	309,007	116,168	2.7	272,497	118,477	2.3
0.5	442,979	122,709	3.6	401,816	127,967	3.1	34,566	13,143	2.6	290,359	132,584	2.2
0.55	520,449	140,662	3.7	445,197	143,612	3.1	36,918	14,592	2.5	306,972	146,177	2.1
0.6	549,622	153,098	3.6	456,179	154,637	3.0	37,889	15,592	2.4	325,410	157,203	2.1
0.65	580,560	164,000	3.5	479,478	164,769	2.9	400,370	166,821	2.4	342,937	169,771	2.0
0.7	605,126	174,388	3.5	500,583	175,029	2.9	422,720	178,363	2.4	346,308	177,594	2.0
0.75	606,771	179,518	3.4	510,931	181,826	2.8	421,445	183,237	2.3	347,771	184,006	1.9
0.8	625,193	188,880	3.3	517,742	189,649	2.7	423,585	190,804	2.2	358,712	192,856	1.9
<b>0.85</b>	<b>634,937</b>	<b>196,575</b>	<b>3.2</b>	<b>520,585</b>	<b>196,447</b>	<b>2.7</b>	<b>436,125</b>	<b>199,144</b>	<b>2.2</b>	<b>375,171</b>	<b>201,705</b>	<b>1.9</b>
0.9	639,395	203,629	3.1	538,211	205,424	2.6	453,007	208,759	2.2	409,284	220,045	1.9
0.95	644,160	209,143	3.1	557,363	212,734	2.6	490,886	224,149	2.2	42,765	22,992	1.9
1	735,075	230,431	3.2	618,460	233,381	2.7	523,708	236,972	2.2	437,414	239,024	1.8
1.05	743,285	236,715	3.1	629,877	241,332	2.6	540,875	246,975	2.2	471,540	253,516	1.9
1.1	784,131	247,360	3.2	656,483	250,566	2.6	569,068	256,337	2.2	524,944	266,469	2.0
1.15	837,380	260,056	3.2	714,136	263,519	2.7	611,936	268,393	2.3	56,190	27,955	2.0
1.2	849,991	268,136	3.2	742,288	273,907	2.7	654,341	280,833	2.3	584,641	289,426	2.0
1.25	875,680	277,114	3.2	793,539	286,476	2.8	669,385	288,528	2.3	604,197	297,634	2.0
1.3	933,189	288,913	3.2	794,564	292,119	2.7	712,382	300,583	2.4	620,390	307,124	2.0
1.35	932,699	296,095	3.2	826,745	305,072	2.7	738,920	314,434	2.4	655,050	321,103	2.0
1.4	949,959	309,433	3.1	859,870	320,847	2.7	768,758	327,131	2.4	681,397	332,389	2.1
1.45	982,970	321,232	3.1	871,996	329,055	2.7	811,575	339,571	2.4	865,966	359,322	2.4
1.5	1,036,767	334,441	3.1	935,495	343,932	2.7	811,704	346,882	2.3	910,550	374,712	2.4
1.55	1,066,836	343,034	3.1	948,042	349,831	2.7	905,358	362,143	2.5	946,716	384,844	2.5
1.6	1,070,765	347,651	3.1	964,378	355,859	2.7	983,760	375,481	2.6	995,662	395,104	2.5

Se puede observar que para el pit RF 0.85 se observa una disminución de 300,000 toneladas de estéril, equivalentes a casi 1 MUSD entre un ángulo de talud de 45 y 60 grados. Además, la frontera económica se expande aumentando la cantidad de mineral en este caso, en un 2.5% aprox.

## 5.8 Operaciones unitarias

### 5.8.1 Caso de negocio 1

Las operaciones unitarias se describen a continuación. Para la mina se tiene:



Figura 70: Secuencia de operaciones unitarias de mina. Caso de negocio 1.

Luego, el mineral continúa como sigue:



Figura 71: Secuencia de procesos de procesamiento. Caso de negocio 1.

El relave por su parte, desde el proceso de flotación sigue de la siguiente forma:



Figura 72: Secuencia de procesos de relaves en pasta. Caso de negocio 1.

### 5.8.2 Caso de negocio 2

En este caso, se mantienen las operaciones unitarias mina, pero se diferencia en que el mineral es transportado una distancia muchísimo mayor a la cancha de acopio de ENAMI en sus poderes de compra.



Figura 73: Secuencia de procesos. Caso de negocio 2.

## 6 PROCESAMIENTO DE MINERALES

### 6.1 Elección del método de procesamiento

El método de procesamiento se determinó por consenso considerando la mineralización del yacimiento. El yacimiento presenta mineralización de oro y fuerte mineralización de sulfuros de cobre que representan un importante valor económico. Por ende, se estimó que el método más adecuado era la como flotación. No obstante, se enfatiza que deben realizarse estudio mineralógicos acabados para determinar cómo el oro se aloja en los minerales y sus características de liberación, para asegurar la correcta elección del método de procesamiento.

### 6.2 Toma de muestras

La recolección de muestras para pruebas metalúrgicas fue realizada en una visita a terreno, a la testigoteca donde se encuentran todos los sondajes realizados en el proyecto. Las muestras se tomaron de sondajes donde existía evidencia de mineralización de cobre y oro. Dada esta situación, solo se tomaron muestras de sondajes de la zona oeste, salvo una muestra de la zona superficial en el sector oeste. Las características de las muestras se detallan a continuación:

Tabla 57: Información de muestras.

Muestra	Sondaje	Metraje [m]	Profundidad [m]	Peso [gr]	Obs
M1	SA-28	42 - 43.5	26	1902.4	Presencia de sulfuros, cpy, py
M2	SA-33	31 - 34.9	22	2123.0	Presencia de sulfuros, cpy, py
M3	SA-39	93 - 96	60	2461.6	Presencia de sulfuros, cpy, py
M4	DDH-20	1.2 - 6	3	1830.0	Presencia de óxidos de hierro

Las muestras provienen de testigos que habían sido cortados a lo largo para realizar la preparación de muestras y análisis químicos del proyecto. El aspecto de las cajas y los sondajes se muestra en la siguiente figura 75:



Figura 74: Caja de sondajes.

El esquema de cómo se realizaron las pruebas de las muestras 1-3 se muestra a continuación:

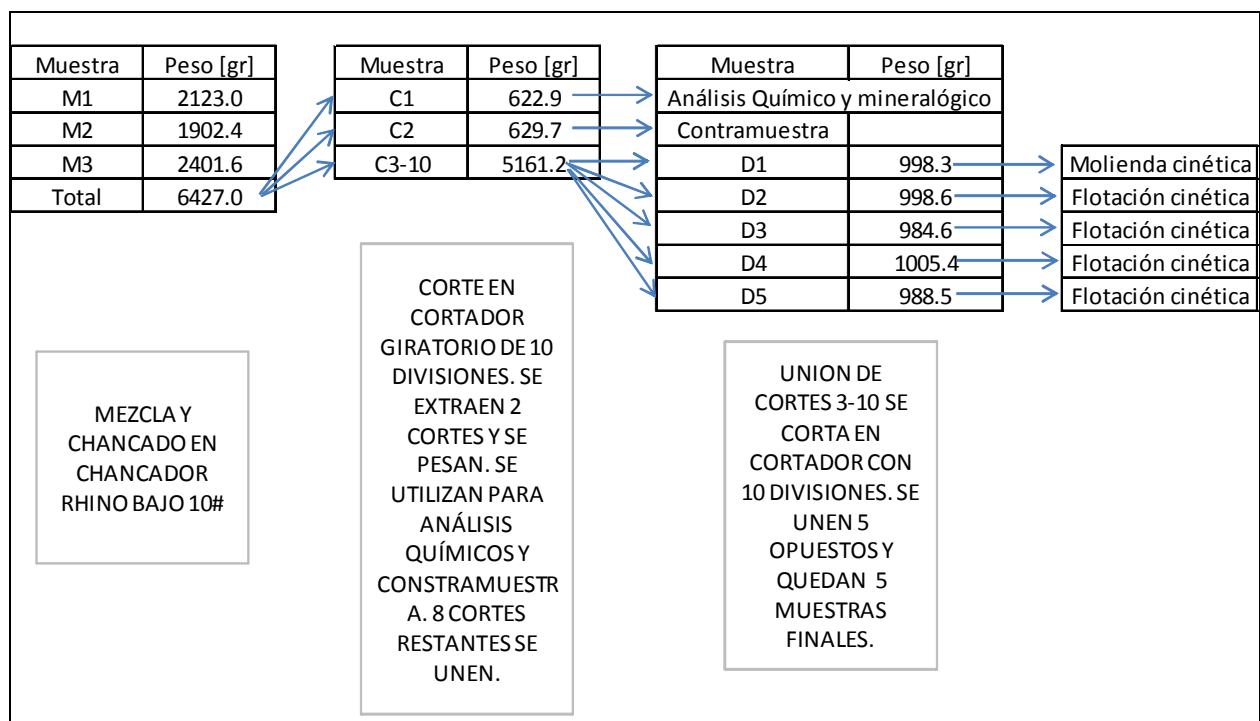


Figura 75: Esquema de pruebas de muestras 1,2 y 3.

Con la muestra M4 se realizó una flotación cinética. Los pasos de corte y análisis se muestran en el siguiente diagrama:

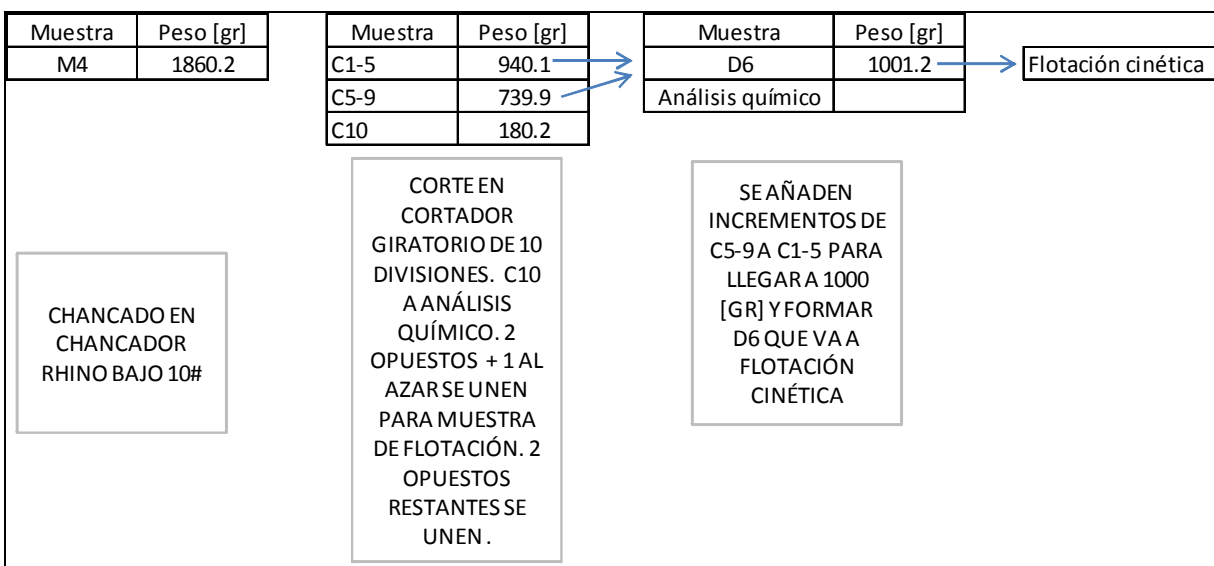


Figura 76: Esquema de pruebas muestra 4.

### 6.3 Información mineralógica

En este título se muestra la información mineralógica obtenida de los análisis realizados a las muestras sulfuradas (M1, M2, M3). Los estudios y análisis realizados se describen a continuación.

#### 6.3.1 Análisis químico de ley de cabeza

El análisis químico de las muestras de flotación se realizó en Laboratorios Geoanalítica. Los resultados son los siguientes:

**Tabla 58: Análisis de ley de cabeza.**

Muestra	Elemento Químico	Técnica	Método	Resultado	Unidades
M1+M2+M3	Au (Oro)	Gravimetría	Digestión por Fusión (Ensayo a Fuego)	7.77	[ppm]
	Ag (Plata)	Gravimetría	Digestión por Fusión (Ensayo a Fuego)	28.84	[ppm]
	Cu (Cobre)	Volumetría	Digestión ácida ( HCl-HNO <sub>3</sub> -HClO <sub>4</sub> )	4.64	[%]
	Cu Soluble	Espec. Abs. Atómica (E.A.A)	Lixiviación H <sub>2</sub> SO <sub>4</sub> 5%	0.21	[%]
	S (Azufre)	Espec. Infraroja	Digestión por Fusión	6.49	[%]
	Fe (Hierro)	Espec. Abs. Atómica (E.A.A)	Digestión Total (HNO <sub>3</sub> -HF-HClO <sub>4</sub> )HCl	8.65	[%]
M4	Au (Oro)	Espec. Abs. Atómica (E.A.A)	Ensayo a Fuego	2.90	[ppm]
	Cu (Cobre)	Espec. Abs. Atómica (E.A.A)	Dig. Acida	0.05	[%]

#### 6.3.2 Estudio mineralógico

Se realizó un estudio mineralógico del compuesto de las muestras M1, M2 y M3. El objetivo del análisis fue determinar los minerales presentes en la muestra. Este análisis fue realizado por la Sra. Lan-Yen Ip Geóloga Mineralogista [1], en los laboratorios de la empresa Geomaq. Se utilizó un instrumento Quantitative Evaluation of Materials by Scanning Electron Microscopy (QEMSCAN) que consta de un microscopio de barrido microscópico y sensores de dispersión de rayos X. La muestra utilizada fue chancada 100% bajo 150  $\mu$ m, 100#.

##### 6.3.2.1 Mineralogía de alimentación

Según Ip, la mineralogía reconocida en la muestra C1, vía Particle Mineral Analysis (PMA), indica que las principales fases sulfuradas corresponden a calcopirita y piritita; en menor cantidad se observa bornita, calcosina/digenita y covelina. La mineralogía de ganga corresponde mayoritariamente a cuarzo, sericita, clorita y limonitas. En menores proporciones se reporta la presencia de arcillas, calcita, sulfatos y otros silicatos.

Dada la baja concentración de oro y el tipo de análisis, no fue posible determinar características del oro en la muestra. A continuación se presenta una tabla con la participación porcentual de los distintos minerales en la muestra.

**Tabla 59: Composición mineralógica de la muestra.**

Mineral	Participación [%]	Acumulado [%]
<b>Cuarzo</b>	<b>57.86</b>	<b>57.86</b>
<b>Calcopirita</b>	<b>12.93</b>	<b>70.79</b>
<b>Otros silicatos</b>	<b>8.83</b>	<b>79.61</b>
<b>Clorita</b>	<b>6.42</b>	<b>86.04</b>
<b>Sericita</b>	<b>4.64</b>	<b>90.67</b>
<b>Pirita</b>	<b>4.57</b>	<b>95.24</b>
Limonita	3.03	98.27
Otros	0.98	99.25
Bornita	0.29	99.54
Calcosina/diagenita	0.17	99.71
Calcita	0.11	99.83
Arcillas	0.08	99.90
Covelina	0.05	99.95
Sulfatos	0.04	99.99
Otros sulfuros	0.01	100.00

El cobre total está casi completamente contenido en la calcopirita, como se observa en la siguiente tabla:

**Tabla 60: Ubicación del cobre de la muestra.**

Mineral	Cobre contenido
Calcopirita	91.79%
Bornita	4.05%
Calcosina/diagenita	3.12%
Covelina	0.72%
Otros silicatos	0.21%
Cuarzo	0.04%
Sericita	0.02%
Arcillas	0.02%
Pirita	0.02%
Clorita	0.01%
Otros	0.00%



### 6.3.2.2 Asociaciones mineralógicas

Dado que el cobre está casi completamente contenido en la calcopirita, es interesante saber a qué minerales está asociada. Esto se muestra en el siguiente gráfico.

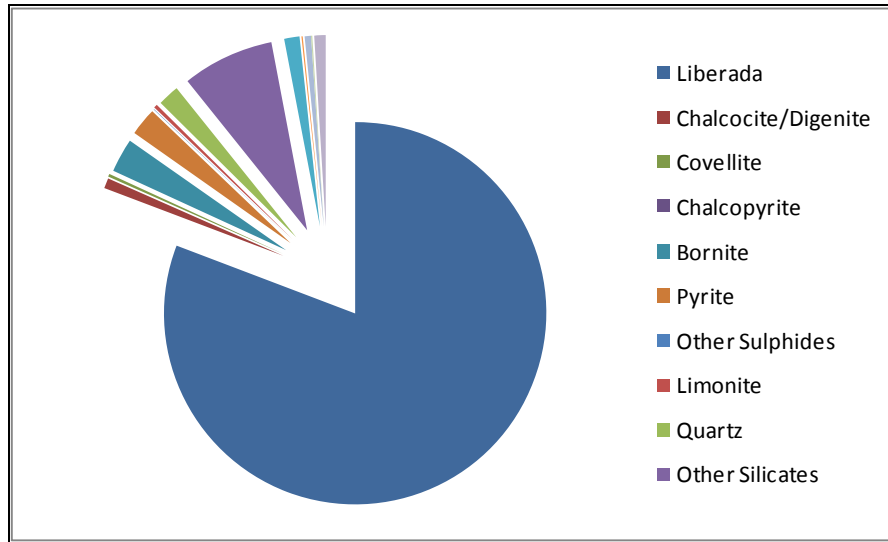


Figura 77: Asociación mineralógica de la Calcopirita.

Tabla 61: Asociaciones mineralógicas de la calcopirita.

Mineral	Calcopirita [%]	Acumulado [%]
Liberada	80.77	80.77
Otros silicatos	7.74	88.51
Bornita	2.87	91.38
Pirita	2.35	93.73
Cuarzo	1.78	95.52
Sericita	1.28	96.80
Otros	0.94	97.74
Calcocita/diagenita	0.87	98.60
Clorita	0.49	99.09
Limonita	0.32	99.42
Covelina	0.24	99.65
Arcillas	0.16	99.81
Sulfatos	0.16	99.97
Otros sulfuros	0.03	100.00

### 6.3.2.3 Liberación

La calcopirita está casi completamente liberada en la muestra (-150  $\mu\text{m}$ ). Según se muestra en el informe, hay un 80.77% de calcopirita liberada. Gran parte del resto, está asociado a plagioclasas, bornita y covelina. Finalmente, un pequeño porcentaje está asociado a pirita, en la forma de pátinas.

## 6.4 Pruebas metalúrgicas

### 6.4.1 Molienda cinética

#### 6.4.1.1 Objetivos

Determinar el p80 a distintos tiempos de molienda para determinar el tiempo de molienda en las pruebas de flotación.

#### 6.4.1.2 Descripción

El p80 es el tamaño bajo el cual se encuentra el 80% de una muestra de partículas. En el procesamiento de minerales se utiliza como un parámetro de operación importante. En este experimento se tomó una muestra de mineral 100% bajo 10# (1.7 mm) y se molió a distintos tiempos. Luego se calculó el p80 para cada tiempo y se construyó la curva de molienda cinética, graficando el p80 obtenido vs el tiempo de molienda. Las mallas consideradas son de la serie Tyler.

#### 6.4.1.3 Procedimiento

1. Se tomó la muestra D1 de 998.3 g y se le agregó 1.1 g de una muestra de características similares para alcanzar una muestra lo más cercana a 1 kg.
2. Se cortó la muestra D1 en 10 partes y se unieron 4 cortes opuestos, completando [399.6 g] para realizar un tamizaje y determinar la granulometría de la muestra.
3. Se tamizaron los 4 cortes en serie completa desde 8# a 200#.
4. Se unieron los cortes 1-10
5. Se mezcló la muestra D1 con agua a un porcentaje de sólidos en peso (CP) de 70% y se molió por 4 min
6. Se intentó tamizar en húmedo la pulpa. Sin resultados.
7. Se recuperó la muestra
8. Se colectaron las lamas -200#, se filtraron y secaron.
9. Se filtró y secó el sobre tamaño de 200#.
10. Se tamizó el sobre tamaño 200# con las mallas 100 y 200.
11. Se pesaron las fracciones: Lamas, sobre tamaño +100#, +200-100# y -200#.
12. Se unieron las muestras y se adicionó agua al cp 70%. Se molió [2 min].
13. Se repitieron los pasos 8-11
14. Se adicionó agua al cp 70% y se molió por 3 min
15. Se repitieron los pasos 8-11. Esta vez con mallas 140 y 200#.
16. Se adicionó agua al cp 70% y se molió por 2 min.
17. Se repitieron los pasos 8-11. Esta vez con mallas de 140 y 200#.

6.4.1.4 Resultados

Resultados de las pruebas individuales:

6.4.1.4.1 Tamizaje (Tiempo=0)

Tabla 62: Resultados tamizaje inicial.

Tamiz [#]	Abertura [mm]	Tamaño [mm]	Mineral [g]	Fu [%]	GS
8	2.36	2784.8	0	100%	
12	1.70	2003	0	100%	102%
16	1.18	1416	43.1	89%	88%
20	0.85	1001	42.9	78%	77%
30	0.60	714	44.8	67%	67%
40	0.43	505	32.7	59%	58%
50	0.30	357	31.9	51%	50%
70	0.21	251	28.7	44%	43%
100	0.15	177	25.3	37%	38%
140	0.11	126	23.9	31%	33%
200	0.08	89	17.5	27%	28%
-200	-0.08	-89	106.7		

Fu (x) es la función acumulada de la distribución granulométrica del tamaño de partículas, tamaño es el tamaño promedio de los tamices inferiores y superiores. Se ajustaron curvas granulométrías de Gaudin Schumann (GS) y Rosin Rambler (RR) para el cálculo del p80. Se optó por el ajuste de Gaudin Schumann, pues resultó más preciso.

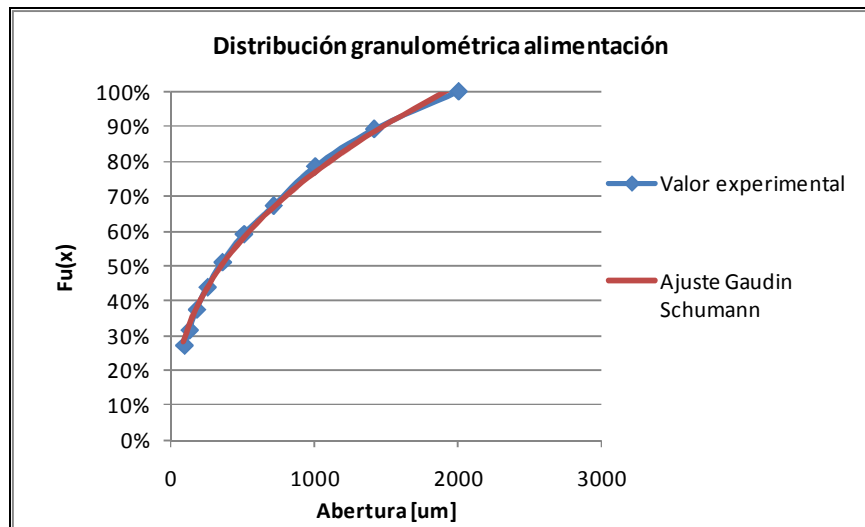


Figura 78: Ajuste de curva granulométrica a muestra inicial.

Los parámetros del ajuste de Gaudin Schumann se indican a continuación. El coeficiente de correlación cuadrático (R2) es muy alto.

**Tabla 63: Resultados ajuste Gaudin-Schumann.**

<b>GS</b>	k	1,906.31
	m	0.41
	p80 [um]	1,109
	R2	0.998

Con esto, la curva de ajuste inicial queda como:

$$Fu(x) = \left(\frac{x}{1,906.3}\right)^{0.41} \quad \text{Ecuación 11}$$

#### 6.4.1.4.2 Moliendas 4-11 min.

A continuación se presentan los resultados de la molienda en los tiempos indicados a continuación.

**Tabla 64: Datos obtenidos de tamizaje en el tiempo.**

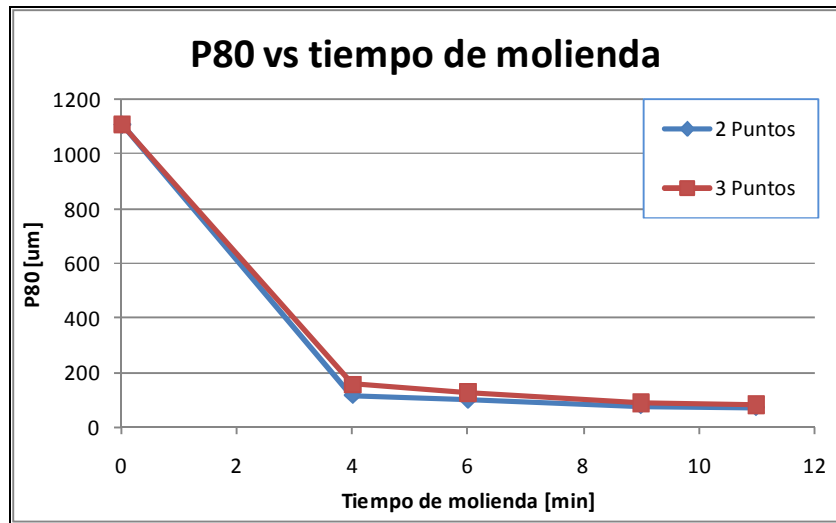
Tiempo [min]	Tamiz [#]	Abertura [mm]	Mineral [g]	Acumulado [g]	Fu [%]
4	100	0.150	319.5	665.6	68%
	200	0.075	192.1	473.5	48%
	-200	-0.075	473.5		
6	100	0.150	145.3	833.9	85%
	200	0.075	270.4	270.4	28%
	-200	-0.075	563.5		
9	140	0.106	105.3	866.4	89%
	200	0.075	147.2	719.2	74%
	-200	-0.075	719.2		
11	140	0.106	51	921.7	95%
	200	0.075	123.4	798.3	82%
	-200	-0.075	798.3		

#### 6.4.1.4.3 Resultados P80

En los tamizajes realizados se utilizó la propiedad de que en molienda de barra las distribuciones granulométricas son lineales. Por ende, se tomaron los puntos y se ajustó una curva, considerando el tamaño mínimo de partícula en 10  $\mu m$ . Se utilizaron dos ajustes para determinar la curva: con dos y tres puntos. El resultado de la molienda cinética es el siguiente:

**Tabla 65: Resultados de p80 obtenidos ajustando curvas.**

Tiempo de molienda [min]	P80 [μm]	
	2 puntos	3 puntos
0	1109	1109
4	118	158
6	100	129
9	80	90
11	73	83



**Figura 79: Resultados p80 de tamizaje en el tiempo.**

Finalmente, se analizó la pérdida de mineral, dado que en el proceso se utilizó solo una muestra que fue reutilizándose. Ello implicó ciertas pérdidas que se muestran a continuación.

**Tabla 66: Pérdidas experimentales.**

Tiempo [min]	Mineral [g]	Pérdidas [g]
0	998.0	
4	982.3	15.7
6	977.8	4.5
9	971.1	6.7
11	970.0	1.1

Se observa que más del 70 % de las pérdidas se produjeron en la primera molienda y tamizaje. Esto se debió a que el procedimiento experimental deseado falló, y al mover la pulpa de recipientes se produjeron pérdidas, que en todo caso apenas superan el 2.5% del total de muestra.

Esta prueba se realizó solo con el objetivo de determinar el tiempo de molienda necesario para alcanzar el p80 deseado en las pruebas de flotación y no con fines de dimensionar equipos ni costos de molienda. Para determinar costos y dimensiones, se requiere realizar un “Test de Bond”.

## 6.4.2 Flotación

### 6.4.2.1 Objetivos

El objetivo de las pruebas de flotación es determinar los parámetros de recuperación y cinética de flotación mineral.

### 6.4.2.2 Descripción

Las pruebas de flotación se realizaron utilizando las muestras de sondajes recogidas en la visita a la testigoteca en Pencahue. Se realizaron 4 pruebas cinéticas, tres en minerales altamente sulfurados y una con óxidos de hierro. Las pruebas se llevaron a cabo en el Laboratorio de Procesamiento de Minerales del Departamento de Ingeniería de Minas, por el autor con ayuda de personal del laboratorio.

Los parámetros utilizados fueron obtenidos de las pruebas de molienda cinética, procedimientos estándares de flotación de laboratorio e investigación. Las dosis de reactivos fueron sugeridas por el proveedor, Cytec, quien amablemente los facilitó.

### 6.4.2.3 Procedimiento

El procedimiento de flotación fue el siguiente:

1. Molienda en molino de barras durante 8.2 *min* para lograr un p80 de 106  $\mu\text{m}$ .
2. Flotación en celda marca Denver, modificada para ser operada con aire forzado.
3. Recuperación de espuma cada 15 *s* con paleteo manual.
4. Retiro de bandejas de concentrado cada 1 *min* para hacer análisis de cinética de flotación.
5. Filtrado, secado y pesado de concentrados y relaves para análisis químicos.

### 6.4.2.4 Parámetros

Los parámetros y reactivos de flotación fueron los siguientes:

**Tabla 67: Parámetros de flotación.**

<b>Variable</b>	<b>Valor</b>
pH	10
Velocidad de Agitacion [rpm ]	1400
Caudal de aire nominal [lt/min]	6
Tiempo de molienda [min]	8:12
Tiempo de Acondicionamiento [min]	5
Tiempo de Flotacion [min]	16

**Tabla 68: Reactivos de flotación.**

Reactivos de flotación		Dosis [g/ton]	Prueba	Muestra
Colectores	Aero 3739	30	4	D5
	Aero 4037	30	3 y 5	D4 y D6
	Aero MX-945	30	1	D2
	Aero 7929	30	2	D3
Espumante	Aerofroth 70 plus	20	Todas	Todas

#### 6.4.2.5 Resultados

Un resumen de los resultados de las flotaciones se muestra a continuación. Los detalles completos se encuentran en el Anexo Procesamiento.

**Tabla 69: Recuperaciones acumuladas en el tiempo de las pruebas metalúrgicas.**

Tiempo [min]	D2		D3		D4		D5		D6	
	Rec. oro	Rec. cobre	Rec. oro	Rec. cobre	Rec. oro	Rec. cobre	Rec. oro	Rec. cobre	Rec. oro	Rec. cobre
1	0.71	0.81	0.66	0.50	0.85	0.91	0.40	0.58	0.40	0.15
2	0.75	0.87	0.75	0.66	0.87	0.94	0.55	0.78	0.58	0.30
4	0.83	0.93	0.79	0.76	0.89	0.96	0.59	0.83	0.67	0.39
8	0.84	0.94	0.81	0.82	0.90	0.96	0.61	0.86	0.71	0.42
16	0.85	0.95	0.82	0.84	0.90	0.97	0.62	0.87	0.73	0.45

**Tabla 70: Resumen recuperación.**

Muestra	Recuperación Oro	Recuperación Cobre
D2	85%	95%
D3	82%	84%
D4	90%	97%
D5	62%	87%
D6	73%	45%

Las recuperaciones son altas y mejores de lo esperado. La muestra 6 es distinta a las otras, pues proviene de la zona superior del yacimiento. La recuperación de cobre es pequeña, dado que la ley de alimentación es de 0.1 %.

Se realizó el ajuste de los parámetros cinéticos para cada una de las muestras y metales, utilizando el ajuste de primer grado:

$$R = R_{\infty} (1 - \exp(-kt)) \quad \text{Ecuación 12}$$

Los resultados del ajuste son los siguientes:

**Tabla 71: Parámetros cinéticos del mineral.**

Metal	Parámetro	Muestra D2	Muestra D3	Muestra D4	Muestra D5	Muestra D6
Cobre	R <sub>oo</sub>	93%	82%	96%	86%	44%
	k	1.96	0.87	2.90	1.12	0.52
Oro	R <sub>oo</sub>	83%	80%	89%	61%	72%
	k	1.82	1.68	2.97	1.08	0.81

A continuación se muestran las leyes de concentrado y razones de concentración:

**Tabla 72: Resultados pruebas de flotación.**

Muestra	Ley alimentación Au [ppm]	Ley alimentación Cu [%]	Ley concentrado Au [ppm]	Ley concentrado Cu [%]	Recuperación Oro	Recuperación Cobre	Razon de concentración Au	Razon de concentración Cu
D2	7.8	4.64	19.0	12.70	85%	95%	2.4	2.7
D3	7.8	4.64	15.7	9.68	82%	84%	2.0	2.1
D4	7.8	4.64	17.7	11.34	90%	97%	2.3	2.4
D5	7.8	4.64	15.8	13.33	62%	87%	2.0	2.9
D6	2.9	0.05	12.3	0.13	73%	45%	4.2	2.6

Durante las flotaciones se observó una gran recuperación de material durante el primer minuto, que se corrobora con los pesos del concentrado del tiempo 0-1 *min*. Esto produjo una alta recuperación, pero a la vez una baja ley de concentrado esperable en una flotación rougher.

Es relevante que las razones de concentración sean altas, pues influye directamente en los costos de transporte de concentrado al lugar de compra de concentrados de ENAMI. Para ello se recomienda entender de mejor forma la flotación del mineral mediante más pruebas, como se indica en la sección “Circuitos de flotación”.



## 6.5 Dimensionamiento de banco rougher

Se utilizaron los resultados de las pruebas de flotación cinéticas para realizar el dimensionamiento de un banco de celdas rougher. Para ello sólo se consideró la zona sulfurada, pues existen al menos 4 pruebas, mientras que de la zona oxidada (prueba D6) solo se cuenta con una sola prueba.

Los parámetros para realizar el dimensionamiento se muestran en la siguientes tablas 72 y 73, como también se muestra la ecuación de dimensionamiento. Se consideró el k y la recuperación en tiempo infinito de la mejor prueba. Esto dado que el mineral es el mismo y sólo se variaron los reactivos, por lo que el mejor resultado sí es replicable y los resultados inferiores se deben solamente al reactivo.

**Tabla 73: Parámetros de dimensionamiento de celdas.**

Parámetro	Valor	Unidad
Cp	30%	
Densidad de mineral	2.7	[ton/m3]
Porcentaje de aire	15%	
Porcentaje de espuma	10%	
Gs nominal	150	[tpd]
Gs real	210	[tpd]
Gs real	8.75	[tph]
Gs real	0.15	[ton por min]
Caudal	0.39	[m3/min]
Mínimo de celdas	4	

**Tabla 74: Parámetros cinéticos dimensionamiento de celdas.**

Cobre	k	2.90
	R <sub>∞</sub>	0.96
Oro	k	2.97
	R <sub>∞</sub>	89%

$$R = R_{\infty} \left( 1 - (1 + k\tau)^{-n} \right)$$

Ecuación 13

Para el dimensionamiento se consideraron celdas Metso de la serie DR. Los resultados se muestran en la siguiente tabla:

**Tabla 75: Resultados dimensionamiento de celdas.**

	Modelo	Volumen efectivo [m3]	Número de celdas					
			5	6	7	8	9	10
Recuperación de oro	DR15	0.34	88.6%	88.9%	<b>89.0%</b>	89.0%	89.0%	89.0%
	DR18	0.71	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%
	DR24	1.40	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%	89.0%
Recuperación de cobre	DR15	0.34	95.3%	95.6%	<b>95.7%</b>	95.7%	95.7%	95.7%
	DR18	0.71	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%
	DR24	1.40	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%	95.7%

En resumen, se requiere un banco de 7 celdas de 0.34  $m^3$  cada una para lograr la recuperación a tiempo infinito de ambos metales de interés.

## 6.6 Circuitos de flotación test de ciclos

En la mayoría de las plantas de flotación incluyen más de una etapa de flotación. Con esto se asegura una ley y recuperación adecuadas. Las distintas etapas de flotación usualmente incluyen recirculación de algunas corrientes para ser re-tratadas, Kracht [2]. Por lo tanto, para tener más información con la que simular una operación industrial a partir de experiencias de laboratorio discontinuas, se deben realizar “test de ciclo”. A continuación se muestran dos tipos de test utilizados:

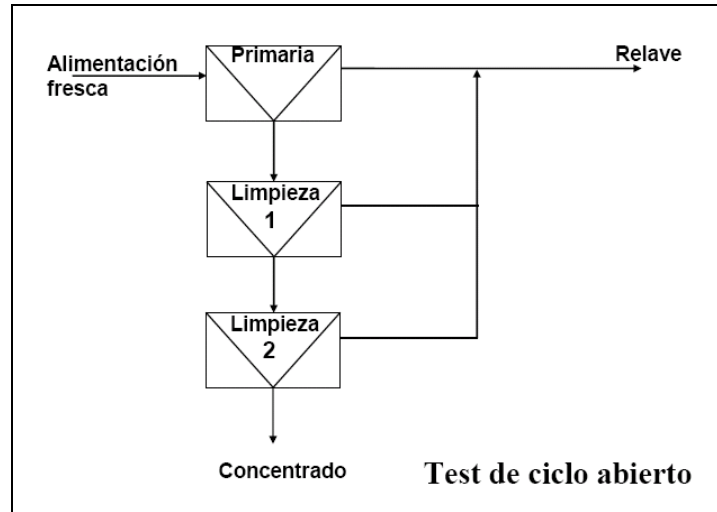


Figura 80: Test de ciclo abierto, Kracht [2].

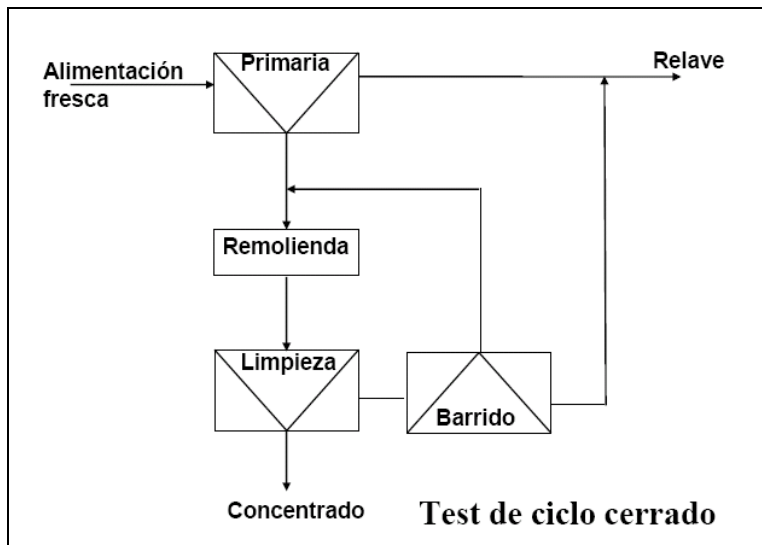


Figura 81: Test de ciclo cerrado, Kracht [2].

La realización de estos test es bastante más compleja que la de las pruebas cinéticas batch realizadas en este estudio y requiere de al muchas más muestras.

## **6.7 Bibliografía**

[1] Ip, Lan-Yen. Análisis QEMSCAN –PMA realizado a la muestra MC1 procedente de Santa Andrea.2011.

[2] Kracht, W. Apuntes de Flotación, Curso MI52E Concentración de Minerales, Universidad de Chile. 2009.

## 7 DISPOSICIÓN DE BOTADEROS Y RELAVES

### 7.1 Caso de negocio 1-Procesamiento propio

#### 7.1.1 Botaderos

Para el diseño de los botaderos se consideró la siguiente información:

**Tabla 76: Parámetros de diseño de botadero.**

Parámetro	Valor	Unidad
Ángulo de reposo mineral	50	[°]
Densidad aparente mineral en botadero	1.7	[ton/m3]

Además, se utilizaron los requerimientos de tonelajes provenientes de los planes mineros.

**Tabla 77: Tonelajes de mineral y estéril.**

Fase	Mineral [ton]	Esteril [ton]
Fase 1 Oeste	122,840	188,963
Fase Final Oeste	115,363	443,935
Fase Final Este	89,017	309,819
<b>Total</b>	<b>327,221</b>	<b>942,717</b>

Para la zona oeste el botadero se diseñó para albergar la cantidad de estéril de las fases 1 y final, y para la zona este solo se diseñó para la fase final. Los resultados se muestran a continuación:

**Tabla 78: Requerimiento y resultados de diseño de botaderos.**

Botadero	Volumen [m3]	Capacidad [ton]	Requerimiento [ton]
Oeste	413,662	703,225	632,898
Este	243,259	413,540	309,819

Se observa que en ambos casos se dejó cierta holgura en el diseño de los botaderos.

#### 7.1.2 Depósito de relaves

Con la información recabada en la investigación bibliográfica se elaboró una tabla que compara las características principales de los relaves en pasta con los relaves convencionales. Esta comparación es interesante, pues uno de los habilitadores claves del proyecto son los relaves, debido al entorno agrícola en que se encuentra. La comparación se muestra en el siguiente cuadro:

**Tabla 79: Comparación de relaves convencionales con relaves en pasta.**

	Pasta	Convencionales
<b>Económicos</b>		
OPEX	⊗	✓
CAPEX	✓	⊗
<b>Ambientales</b>		
Drenaje ácido	✓	⊗
Erosión	✓	⊗
Emisiones polvo	✓	⊗
Contaminación del suelo	✓	⊗
Cierre	✓	⊗
Pasivo ambiental	✓	⊗
<b>Seguridad</b>		
Licuefacción	✓	⊗
Colapso por lluvias	✓	⊗
<b>Técnicos</b>		
Problemas operacionales	⊗	✓
Tramitación DGA	✓	⊗
Ubicación	✓	⊗

Como se puede observar, los relaves en pasta presentan aspectos ambientales y de seguridad mejores que los relaves convencionales. En términos de costos, la inversión en un depósito de relaves en pasta es menor que la de un tranque de relaves convencional, principalmente por las dimensiones del muro y la carpeta impermeable (que no se requiere).

Otro aspecto positivo es que un depósito de relaves en pasta (no un tranque) no requiere permiso de obra hidráulica por parte de la DGA. Finalmente, se pueden construir fácilmente en casi cualquier terreno, tal como se indica en la sección depositación de la revisión bibliográfica.

Por otro lado, se tienen mayores costos operacionales por el tipo de bombas, y se corre un riesgo al utilizar una tecnología que no es tan usual como la de relaves convencionales.

Considerando que dentro de los riesgos críticos identificados para el proyecto se encuentran los aspectos ambientales y de seguridad, emisiones de polvo, se determina que para este proyecto es más favorable la utilización de relaves en pasta.

En resumen, para los fines de este estudio se supuso un depósito de relaves en pasta considerando la siguiente información y parámetros:

**Tabla 80: Parámetros de diseño de depósito de relaves.**

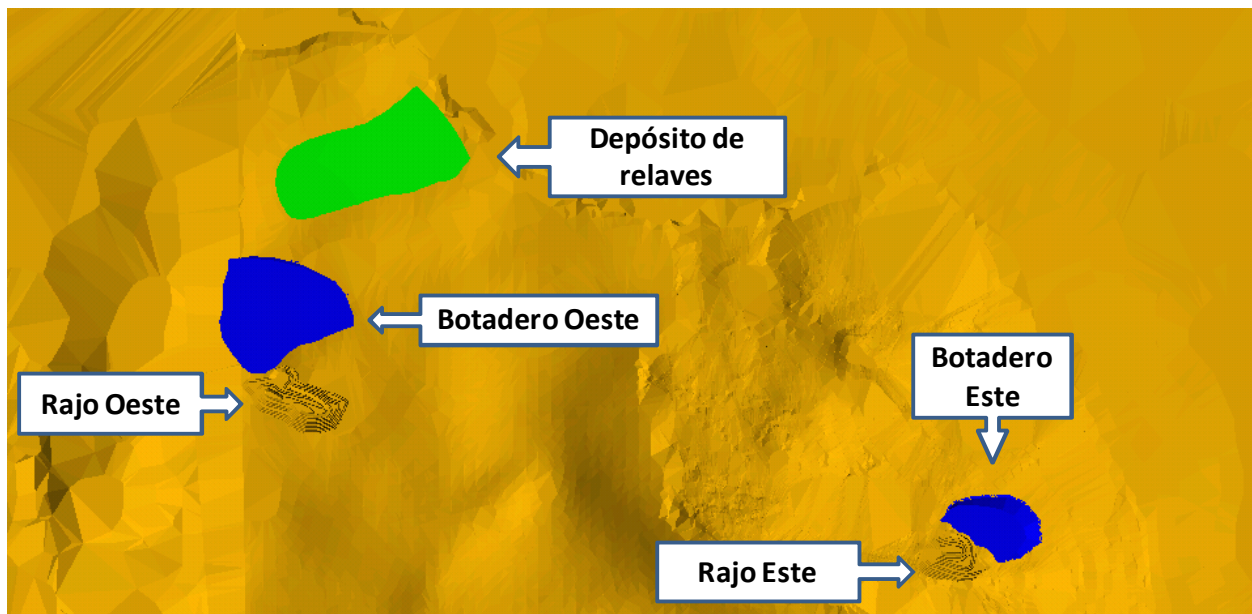
Parámetro	Valor	Unidad
Densidad Mineral	2.7	[ton/m3]
Densidad agua	1	[ton/m3]
Porcentaje de sólidos relave	70%	
Densidad relaves	2.01	[ton/m3]
Pendiente depositación	5%	

Se estima que el volumen máximo de relave será la suma de volúmenes de agua y roca. Por ende, se dimensionará el depósito para este volumen.

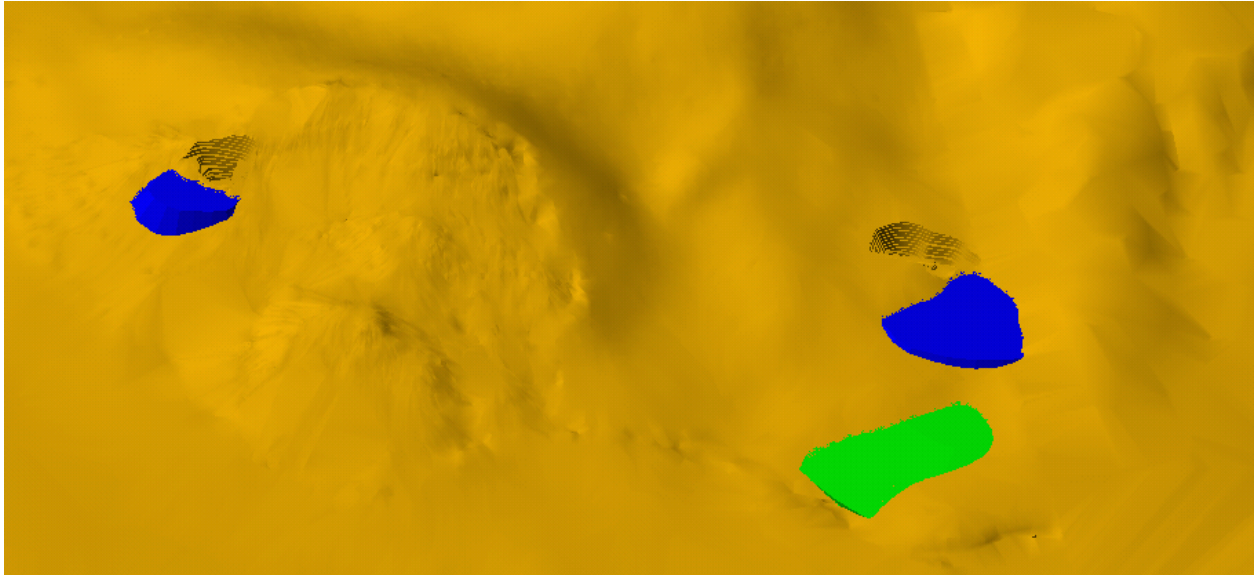
**Tabla 81: Requerimientos depósito de relaves.**

Fase	Tonelaje [ton]	Volumen de roca [m3]	Volumen de agua [m3]	Volumen requerido [m3]
1 Oeste	122,840	45,496	36,852	82,349
Final Oeste	115,363	42,727	34,609	77,336
Final Este	89,017	32,969	26,705	59,674
<b>Total</b>	<b>327,221</b>	<b>121,193</b>	<b>98,166</b>	<b>219,359</b>

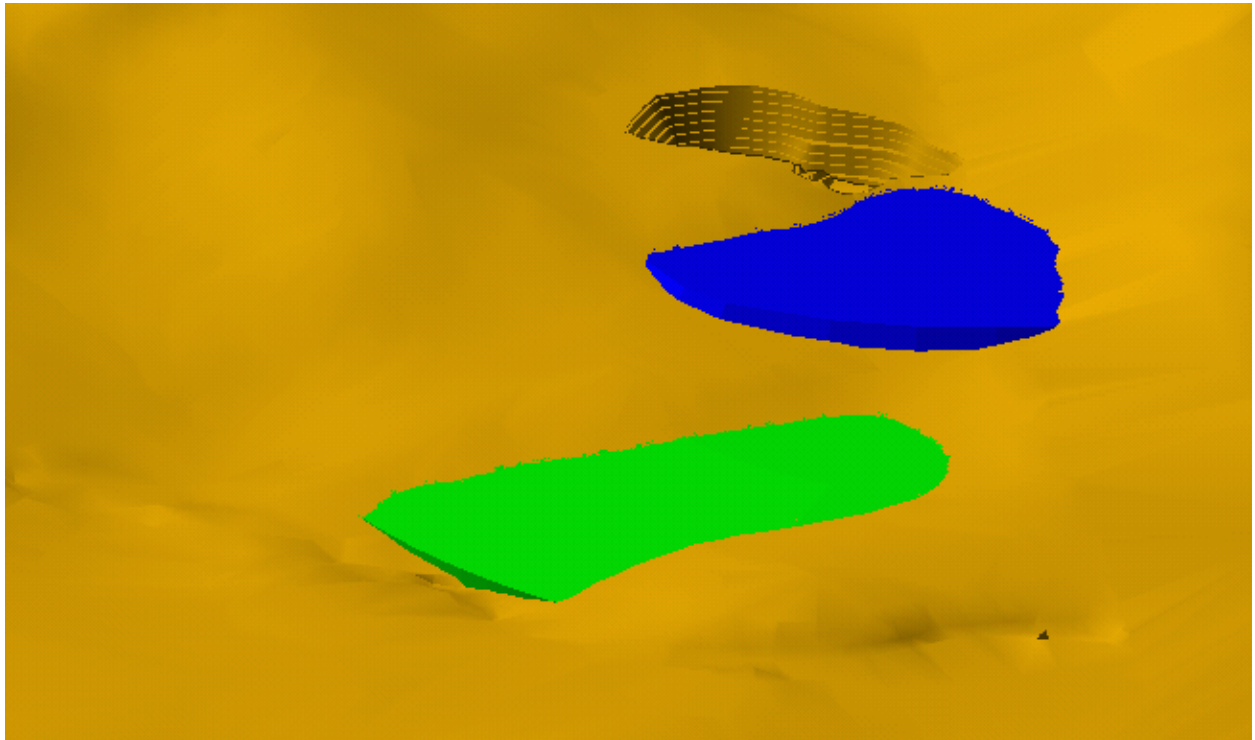
Los resultados entregaron un depósito de relaves de 243,000  $m^3$ , con un muro que en algunos sectores alcanza 4 m de altura, pero que en la mayor parte de los casos es inferior a 2 m. El modelo de depósito puede verse en el capítulo “Disposición de relaves en Pasta” sección “Disposición” figura “Disposición de relaves según geometría del terreno”. El depósito diseñado corresponde al modelo (c). Para un mejor entendimiento, se adjunta una serie de imágenes.



**Figura 82: Vista en Planta Rajos Oeste y Este, botaderos y depósito de relaves en pasta.**

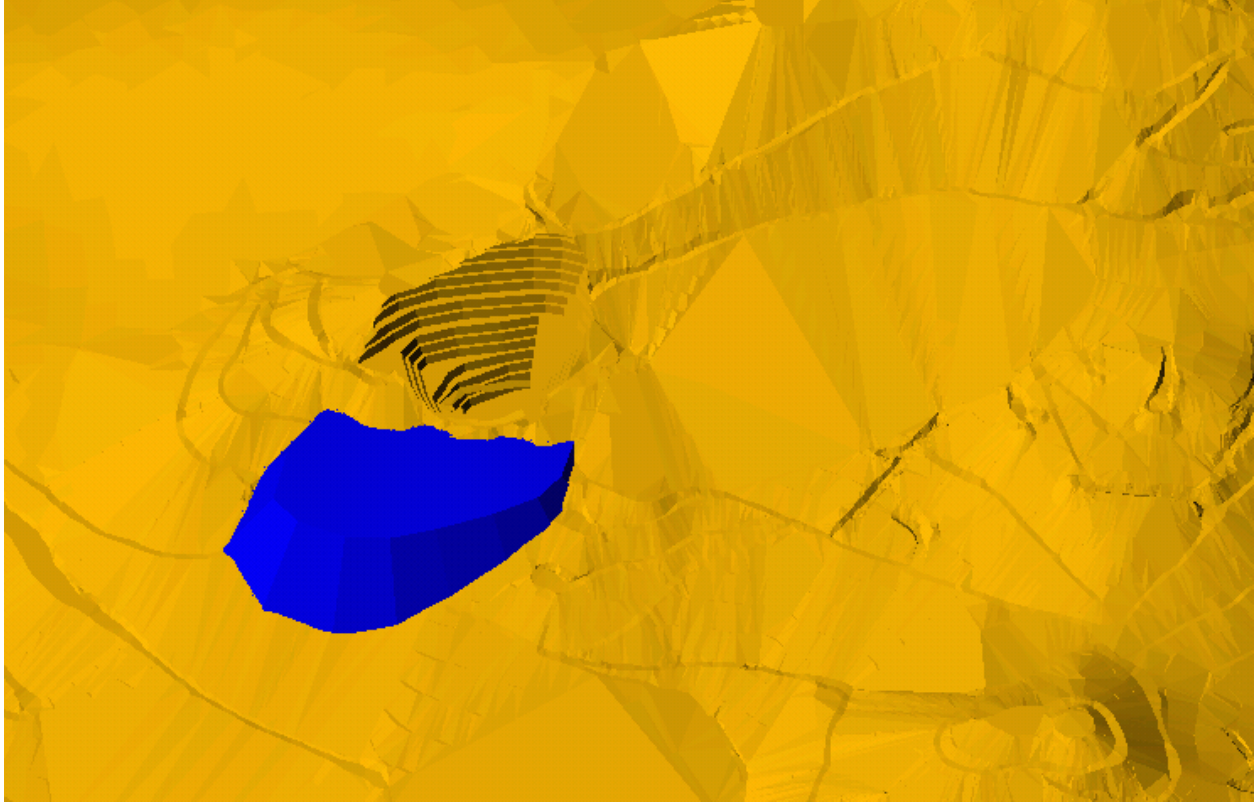


**Figura 83: Vista isométrica Rajos Oeste y Este, botaderos y depósito de relaves en pasta. Vista al suroeste.**



**Figura 84: Detalle rajo oeste, botadero y depósito de relaves. Vista al suroeste.**





**Figura 85: Rajo y botadero zona este. Vista isométrica al suroeste.**

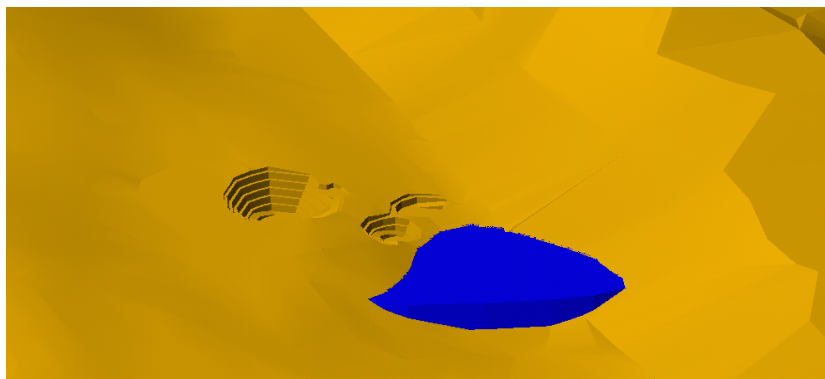
## 7.2 Caso de negocio 2

### 7.2.1 Botadero

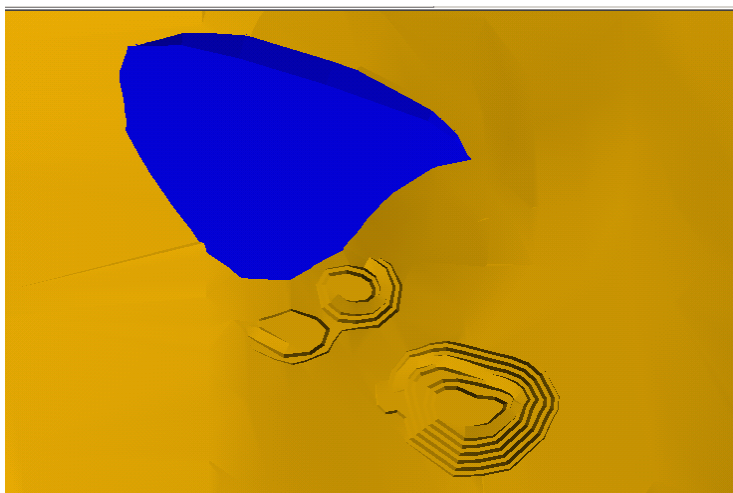
En el diseño del botadero de este caso de negocio se consideraron los mismos parámetros de densidad y ángulo de reposo. Los requerimientos de tonelaje son distintos. A continuación se muestran los requerimientos y resultados e imágenes del diseño.

**Tabla 82: Requerimientos y resultados diseño botadero oeste, caso de negocio 2.**

Botadero	Volumen [m3]	Capacidad [ton]	Requerimiento [ton]
Oeste	108,107	183,782	129,484



**Figura 86: Vista isométrica rajo y botadero zona oeste. Vista al suroeste. Caso de negocio 2.**



**Figura 87: Vista en planta rajo y botadero zona oeste. Caso de negocio 2.**

## 8 INFRAESTRUCTURA Y SUMINISTROS

En este capítulo se analizaron las fuentes de abastecimiento de agua y electricidad, considerados suministros críticos. Además, se analizaron los equipos necesarios para cada caso de negocio.

### 8.1 Agua

#### 8.1.1 Fuentes

Las fuentes de agua disponibles en la zona son 4:

- Estero Los Puercos: Ubicado a 1.5-2 *km* al este a  $\pm 40$  *m* bajo cota Santa Andrea.
- Estero Botalcura: Ubicado 1.5 *km* al norte a  $\pm 20$  *m* bajo cota Santa Andrea.
- Canal Pencahue: Ubicado entre 0.3 y 1 *km* al este y norte a  $\pm 10$  *m* bajo cota Santa Andrea.
- Aguas subterráneas: No se tiene información de su existencia. De existir, los derechos de agua están amparados en el Código de Minería artículos 110 y 111.

#### 8.1.2 Derechos y costos

Se han identificado características de las siguientes fuentes de abastecimiento:

##### 8.1.2.1 Canal Pencahue

Para el abastecimiento utilizando el Canal de Pencahue se debe contar con Acciones de Socio de la Asociación de Canalistas del Canal de Pencahue. Cada acción otorga el derecho a 1.2 *l/s* y tiene un costo de \$ 1,200,000 *CLP*. Además, se debe pagar una cuota de mantención de aproximadamente \$ 15.000 *CLP* anual por acción.

El suministro desde el canal Pencahue no es constante a lo largo del año. Sólo opera en la temporada de riego, que va aproximadamente desde septiembre a abril. Entre mayo y agosto, por el canal solo corren aguas de lluvia, por lo que es necesario buscar otra fuente de abastecimiento de agua.

#### 8.1.2.2 Estero Los Puercos

Es el principal cauce de la zona. Se desconoce su caudal y los derechos de agua vigentes sobre éste. Es el cauce más lejano del proyecto.

#### 8.1.2.3 Estero Botalcura

Afluente del estero Los Puercos, pareciera ser la mejor alternativa de abastecimiento en los periodos en que el Canal Pencahue no está en uso. No obstante, se ubica a mayor distancia y con una cota 10 *m* inferior. Se desconoce su caudal y los derechos de agua vigentes sobre éste.

### 8.1.3 Conclusiones

Se debe estudiar qué alternativa representa un menor VAN de costos, considerando que los derechos de agua son otorgados gratuitamente siempre y cuando exista la capacidad en el cauce. En el caso que la Dirección General de Aguas (DGA) considere necesaria una visita de un inspector DGA, los costes deben ser pagados por el solicitante.

En épocas de lluvias, el estero Botalcura trae más agua, mientras el Canal Pencahue está sin operaciones, lo que ofrece una buena oportunidad. Dado el caso, se podrían solicitar derechos de agua eventuales para el periodo de crecidas del estero justamente cuando el canal no trae agua.

## 8.2 Electricidad

Otra de las características favorables del proyecto es que se encuentra en una zona con abastecimiento eléctrico. La línea de tensión presente en la zona pertenece a la distribuidora EMELECTRIC, con una tensión de 15kV a 2 *km* del proyecto aproximadamente.

Comparando con la información de las minas La Chépica, de similares características, y San Pedro, con mayores instalaciones, se estima que la demanda de una planta de aproximadamente 150 *tpd* debiera requerir menos de 1 *MW*, más cercano a 500 *kW*. Dado ese requerimiento de potencia, la distribuidora por ley debe facilitar la conexión y financiarla, además de proveer el suministro.

Para tener mayor certeza de si la distribuidora eléctrica puede proveer el suministro y los costos de la línea de transmisión, está en proceso una solicitud de factibilidad de la instalación de la línea de 600 *kVA*.

## 9 EQUIPOS

### 9.1 Caso de negocio 1

#### 9.1.1 Equipos mineros

Dadas las operaciones unitarias descritas en la sección correspondiente del capítulo Planificación y diseño minero, se analizará cuales y cuantos equipos son capaces de cumplir los requerimientos de movimiento mina.

#### 9.1.2 Carguío y transporte

Los parámetros de entrada principales para el cálculo son:

##### Carguío

**Tabla 83: Parámetros de referencia cálculo de equipos de carguío.**

Parámetros	Valor	Unidad
Turnos día	1	
Horas turno	8	[hrs]
Días mes	22	[Días]
Meses año	12	[Meses]
<b>Parámetros de operación</b>		
Factor horas operativas	5	[horas/turno]
Factor Operacional	40	[min/hora]
Factor disponibilidad mecánica	80%	%
<b>Parámetros de equipo</b>		
Densidad aparente	1.7	[ton/m3]
Capacidad Balde	5	[yd3]
Factor de llenado	0.95	
Volumen efectivo baldada	3.61	[m3]
<b>Rendimiento unitarios</b>		
Tiempo de baldada	0.75	[min]

##### Transporte

**Tabla 84: Parámetros de entrada cálculo de transporte.**

Parametros de equipo	Valor	Unidad
Densidad aparente	1.7	[ton/m3]
Factor de llenado	0.95	[fracción]
Capacidad Balde	20	[m3]
Volumen efectivo de llenado	19	[m3]
Capacidad de carga	32.3	[ton]

Además se cuenta con los perfiles de distancias, velocidades y pendientes de transporte y los tonelajes anuales que se requiere mover en función de la ubicación de la planta de procesamiento y botaderos, que se muestra a continuación.

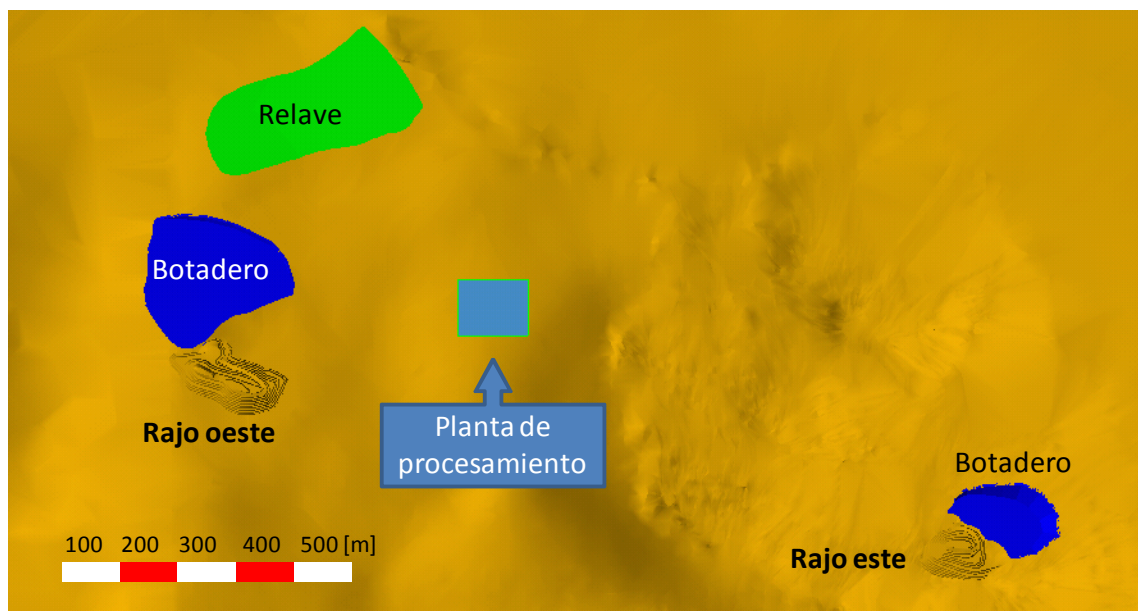


Figura 88: Ubicación de rajas y planta de procesamiento.

Las distancias se especifican en la siguiente tabla.

Tabla 85: Distancias de transporte según material y fase.

Material	Fase	Subida [m]	Bajada [m]	Plano [m]
Mineral	Fase 1 Oeste	138	138	1060
	Fase Final Oeste	194	194	1000
	Fase Final Este	1110	1100	0
Esteril	Fase 1 Oeste	138	138	200
	Fase Final Oeste	194	194	200
	Fase Final Este	110	110	140

Tabla 86: Tonelaje según material y fases.

Material	Fase	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Mineral [ton]	Fase 1 W	54750	54750	13341			
	Fase FW			41409	54750	19204	
	Fase FE					35546	53471
Fase [ton]	Fase 1 W	129408	138540	9117			
	Fase FW		97219	230889	123850	1094	
	Fase FE					146496	163322
<b>Total</b>		<b>184158</b>	<b>290509</b>	<b>294756</b>	<b>178600</b>	<b>202340</b>	<b>216794</b>

La metodología utilizada fue calcular la capacidad del balde de la pala aplicando correcciones de densidad aparente, factor de llenado y luego calcular el tiempo de baldada. Con esos datos y aplicando factores operacionales y disponibilidad mecánica, se determinó el rendimiento por hora de operación *hop*. La metodología de cálculo de flotas de camiones fue la de saturar el equipo de carguío. En función de los parámetros ingresados, los resultados obtenidos fueron:

**Tabla 87: Resultado equipos de carguío y transporte.**

Equipo	Carácterística	Rendimiento Unitario [ton/hrop]	Rendimiento anual [ton/año]	Número requerido
Cargador Frontal	5 [yd3]	218	287232	1
Camión	20 [m3]	230	303807	2

El análisis realizado determinó que 1 solo camión es capaz de satisfacer las necesidades de transporte. Pero, dado que 1 solo camión no satura el cargador frontal, se debe agregar otro camión, pues de lo contrario el cargador no saturado no alcanza el rendimiento requerido.

#### 9.1.2.1 Perforación y tronadura

Los parámetros de operación son los mismos que en los casos anteriores. Los parámetros específicos se muestran a continuación. La velocidad de avance de perforación es la velocidad instantánea de perforación, a la que se aplican los factores operacionales y disponibilidad mecánica para obtener el rendimiento en metros barrenados por hora operativa *mb/h*.

**Tabla 88: Parámetros de entrada cálculo equipo de perforación.**

Parámetro	Valor	Unidad
<b>Parámetros de equipo y material</b>		
Densidad mineral	2.7	[ton/m3]
Malla	2x2	[m]
Alto de banco	5	[m]
Rendimiento metro barrenado	0.12	[metrobarrenado/ton]
Velocidad de avance	1.5	[mb/min]

Utilizando los parámetros, se calcularó y determinó que sólo se necesita una perforadora de tamaño pequeño.

**Tabla 89: Resultado cálculo equipo de perforación.**

Equipo	Rendimiento unitario [mb/hr]	Rendimiento [mb/ton]	Rendimiento anual [mb/año]	Número
Perforadora	48	0.12	63360	1

Dependiendo de las características de la perforadora, si ésta ocupa aire comprimido o es electro-hidráulica, se requerirá o no un compresor.

Para la tronadura se requiere de un cargador de ANFO que sea capaz de cargar 52 *kg/hop*.

### 9.1.3 Equipos de planta

Para la planta se requiere de:

- Chancador primario
- Chancador secundario
- Correas transportadoras
- Molino de bolas
- Bomba de ciclones
- Hidrociclón
- Celdas de flotación rougher
- Celdas de flotación cleaner
- Espesador de relaves en pasta
- Bomba de pasta
- Espesador de concentrado
- Filtro de concentrado
- Molino de remolienda (si se desea)

### 9.1.4 Instalaciones

Se requieren instalaciones de:

- Bombeo de agua fresca
- Electricidad
- Transformación
- Conducción
- Taller de mantención
- Casino
- Baños y cambiadores
- Bodega de insumos, repuestos y elementos de seguridad



## 9.2 Caso de negocio 2 venta de mineral a ENAMI

### 9.2.1 Equipos de mina.

#### 9.2.1.1 Carguío y transporte

Los equipos requeridos de carguío y transporte son casi los mismos, con ligeras variaciones.

Con un cargador grande se puede utilizar un solo camión para ambos circuitos, estéril y mineral. En este caso, el mineral podría salir directamente del rajo al poder de compra. Por lo tanto, un solo camión sería más que suficiente para mover el tonelaje requerido de estéril, mientras otra flota hace los viajes de mina a poder de compra, cumpliendo sólo 1 ciclo por día.

Tabla 90: Resultado equipos de carguío y transporte. Caso 2.

Equipo	Característica	Rendimiento Unitario [ton/hrop]	Rendimiento anual [ton/año]	Número requerido
Cargador Frontal	5 [yd3]	262	345636	1
Camión	20 [m3]	247	326581	1
Camión a ENAMI	20 [m3]	32.3	8527	5

#### 9.2.1.2 Perforación y tronadura

Es el mismo que en el caso anterior.

#### 9.2.2 *Equipos de planta*

No se requieren equipos de procesamiento.

#### 9.2.3 *Instalaciones*

Taller de mantención

Casino

Baños y cambiadores

Bodega de insumos, repuestos y elementos de seguridad.

## 10 COSTOS

La determinación de los costos para la evaluación económica del proyecto se hizo utilizando datos de compañías similares (benchmarking), escalamiento y opinión de consultores expertos.

### 10.1 Costos de capital

Los costos de capital asociados al proyecto se pueden dividir en 3:

- Inversión en planta
- Inversión en infraestructura
- Inversión en depósito de relaves
- Inversión en mina

Para la evaluación económica se tiene información de costos de inversión de 3 fuentes:

- Faena similar (San Pedro)
- Experto del área
- Benchmark de relaves en pasta

No obstante, en la evaluación económica solo se utilizará la información proveniente de la faena similar, pues considera todos los ítemes, mientras las otras solo consideran uno en específico. A continuación se muestran los costos de inversión recopilados:

**Tabla 91: Costos de inversión según mina San Pedro.**

Item	Costo
Mina	400,000
Planta	1,000,000
Relaves	800,000
Agua	200,000
Infraestructura	200,000
<b>Total</b>	<b>2,600,000</b>

A modo de comparación, se tiene información proveniente de un experto del área que indica las siguientes inversiones para equipos nuevos:

**Tabla 92: Costos de inversión mina experto del área.**

Item	Valor	Número	Total [USD]
Cargador Frontal 5[yd3]	250,000	1	250,000
Camión tolva 20 [m3]	120,000	2	240,000
TrackDrill	150,000	1	150,000
		<b>Total Mina</b>	<b>640,000</b>
Infraestructura	300,000	1	300,000

Finalmente, se hizo un escalamiento del CAPEX de los relaves en pasta utilizando el proyecto Delta como base de estimación. La estimación se hizo utilizando la fórmula:

$$\text{CAPEX Relaves} = \text{CAPEX Delta} * \left( \frac{\text{TPD Santa Andrea}}{\text{TPD Delta}} \right)^{0.6} \quad \text{Ecuación 14}$$

El resultado del escalamiento se muestra a continuación:

**Tabla 93: Costo de inversión en relaves en pasta. Escalado de proyecto Delta.**

Inversión en relaves [USD]
520,000

## 10.2 Costos de capital de sostenimiento

Dada la duración del proyecto no se considera que deba existir recambio de equipos. Las horas operativas de los principales equipos de mina no superan las 7.000 *hop*, siendo que para considerar un *overhaul* los fabricantes consultados recomiendan 15.000 *hop*. Para los equipos de planta, la duración es aún mayor, por lo que sólo se requieren repuestos y revestimientos, en el caso de chancadores y molinos.

## 10.3 Costos de operación

Los costos de operación se pueden dividir en:

### 10.3.1 Costo mina:

La determinación del costo mina fue hecha con información de un consultor del área. El costo mina a rajo abierto fue estimado en 3 *USD/ton*.

### 10.3.2 Costo planta y relaves

La estimación del costo de planta fue realizada con los datos de una faena similar y con datos de un consultor del área. Ambos costos coincidieron. El costo de procesamiento es de 20 *USD/ton*.

### 10.3.3 Costo de transporte:

El costo de transporte fue considerado de 0.12 USD/tonkm. Esto aplica para mover concentrado o para acarrear mineral al poder de compra de ENAMI.

### 10.3.4 Costos de cierre

Para realizar el cierre del proyecto se requiere de una inversión no menor. Estimaciones coinciden en que es entre un 4-8% de la inversión inicial. Los costos pueden ser mejor calculados estimando las áreas y dimensiones involucradas. Para este proyecto se utilizará el 6% de la inversión como costo de cierre.

## 10.4 Resumen de costos

Tabla 94: Resumen de costos.

Alternativa	Costo de inversión [USD]	Costo de operación			Costo de cierre [USD]
		Mina [USD/ton]	Planta [USD/ton]	Transporte [USD/tonKm]	
Caso de negocio 1	2,600,000	3	20	0.12	156,000
Caso de negocio 2	400,000	3	0	0.12	20,000

## 11 EVALUACIÓN ECONÓMICA

### 11.1 Método de evaluación

La evaluación de los casos de negocios se llevará a cabo utilizando la metodología de los flujos de caja descontados, VAN. Esta metodología es ampliamente utilizada en la evaluación de proyectos.

### 11.2 Parámetros de evaluación

Para la evaluación económica se consideraron diversos parámetros que influyen directamente en los flujos de caja, tales como leyes, recuperaciones costos y tasa de descuento. Para cada uno de estos parámetros se determinaron rangos desde pesimista a optimista, que se muestran a continuación:

Figura 89: Términos de referencia evaluación económica.

Parámetro	Rango			Unidad
	Pesimista	Esperado	Optimista	
Recuperación de oro	60%	78%	90%	%
Reuperación de cobre	65%	81%	97%	%
Ley de cabeza de oro	-20%		+10%	%
Ley de cabeza de cobre	-20%		+10%	%
Costo Planta	35	25	19	US\$/ton procesada
Costo Mina	5	3	2	US\$/ton
Costo de administración caso 1	15	12	10	US\$/ton procesada
Costo de administración caso 2	7.5	6	5	US\$/ton procesada
Costo de transporte	0.2	0.15	0.1	US\$/ton km
CAPEX	5,200,000	2,600,000	2,080,000	%
Tasa de decuento	12%	12%	12%	%

### 11.3 Escenarios

Para la evaluación económica se construyeron dos clases de escenarios: 1) escenarios de producción y costos y 2) escenarios de precios. A continuación se describen y detallan los escenarios de producción:

- Pesimista: La recuperación es baja, las leyes son menores que las esperadas y los costos altos. Costo de inversión alto.
- Moderado: La recuperación, leyes, costos e inversión son las esperadas.
- Caso optimista: Recuperación y leyes son mejores de las esperadas, costos e inversión son bajos.

Los valores que definen estos escenarios se muestran a continuación:

**Tabla 95: Escenarios de evaluación económica.**

Parámetro	Escenario			Unidad
	Pesimista	Moderado	Optimista	
Recuperación de oro	60%	78%	90%	%
Reuperación de cobre	65%	81%	97%	%
Ley de cabeza de oro	-20%		+10%	%
Ley de cabeza de cobre	-20%		+10%	%
Costo Planta	35	25	19	US\$/ton procesada
Costo Mina	5	3	2	US\$/ton
Costo de administración caso 1	15	12	10	US\$/ton procesada
Costo de administración caso 2	7.5	6	5	US\$/ton procesada
Costo de transporte	0.2	0.15	0.1	US\$/ton km
CAPEX	5,200,000	2,600,000	2,080,000	%
Tasa de decuento	12%	12%	12%	%

Como otros parámetros de la evaluación económica se consideran:

- Se utilizó depreciación a 5 años
- Se considera impuesto de primera categoría de 18%.
- El proyecto no está afecto a Royalty Minero, dado que los tonelajes de fino son más bajos que los estipulados en la ley (12,000 TMF Equivalentes/año).

Para los escenarios de precios de los metales, se crearon perfiles de precios en el tiempo. Dado que los precios de los metales no se pagan directamente, pero se ven reflejados en las tarifas de ENAMI de concentrados y ROM, se calcularon las tarifas de ENAMI haciendo una corrección lineal tomando en consideración los precios actuales y los precios que se muestran en la tabla que sigue. Los escenarios se muestran a continuación:

**Tabla 96: Tabla de precios según caso y escenario.**

Escenario	Metal	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Pesimista	Oro [USD/oz]	1000	800	800	800	800	800
	Cobre [USD/lb]	2.7	1.8	1.8	1.8	1.8	1.8
Moderado	Oro [USD/oz]	1000	1000	1000	1000	1000	1000
	Cobre [USD/lb]	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7	2.7
Optimista	Oro [USD/oz]	1356	1356	1000	1000	1000	1000
	Cobre [USD/lb]	4.3	4.3	2.7	2.7	2.7	2.7

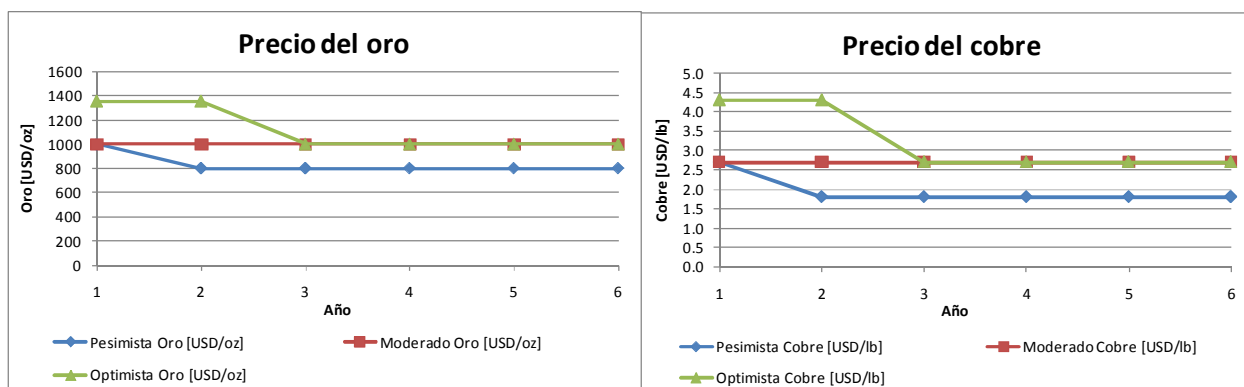


Figura 90: Gráficos de precios de oro y cobre según escenarios.

Tabla 97: Tarifas ENAMI estimadas para venta de concentrados de cobre.

Escenario	Metal	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Pesimista	Base Cobre [USD]	1055	703	703	703	703	703
	Escala cobre [USD/Ton%]	56	37	37	37	37	37
	Escala Oro [USD/grTon]	31	25	25	25	25	25
Moderado	Base Cobre [USD]	1055	1055	1055	1055	1055	1055
	Escala cobre [USD/Ton%]	56	56	56	56	56	56
	Escala Oro [USD/grTon]	31	31	31	31	31	31
Optimista	Base Cobre [USD]	1679	1679	1055	1055	1055	1055
	Escala cobre [USD/Ton%]	89	89	56	56	56	56
	Escala Oro [USD/grTon]	42	42	31	31	31	31

Para el caso de negocio 2 sólo se produce mineral durante un año. Por ende se consideran 2 escenarios de precio pues, según el perfil de precios definido en la tabla 95, el perfil medio y el bajo de precios son similares el primer año.

Tabla 98: Tarifas ENAMI estimadas considerando corrección lineal por el precio para venta de minerales ROM.

Caso	Base	Tarifa [USD]
Optimista	Base Oro	109.7
	Escala Oro	27.4
	Escala Cobre	67.4
Moderado	Base Oro	80.9
	Escala Oro	20.2
	Escala Cobre	42.0



El cálculo de las tarifas de ENAMI se muestra a continuación. Funciona de igual forma para minerales ROM o para concentrados solo cambian las bases y las escalas. A continuación se muestra un ejemplo de cálculo para ambos casos.

Mineral ROM:

$$\text{Precio} = \text{Tonelaje} [\text{Base Oro} - (5 - \text{Ley Oro}) * \text{Escala oro} + \text{Ley Cobre} * \text{Escala Cobre}] \quad \text{Ecuación 15}$$

Concentrados:

$$\text{Precio} = \text{Tonelaje} [\text{Base Cu} - (20\% - \text{Ley Cu Concentrado}) * \text{Escala Cu} + \text{Ley Au Concentrado} * \text{Escala Au}] \quad \text{Ecuación 16}$$

## 11.4 Resultados

### 11.4.1 Caso de negocio 1

Los resultados de la evaluación de los diferentes escenarios de producción y precios se muestran a continuación:

**Tabla 99: Resultados evaluación económica caso de negocio 1.**

	[MUSD]	Escenarios de Precio Cu y Au		
		Pesimista	Moderado	Optimista
Casos de negocio	Pesimista	- 6.08	- 4.62	- 2.51
	Moderado	4.02	6.35	9.70
	Optimista	9.88	12.89	17.22

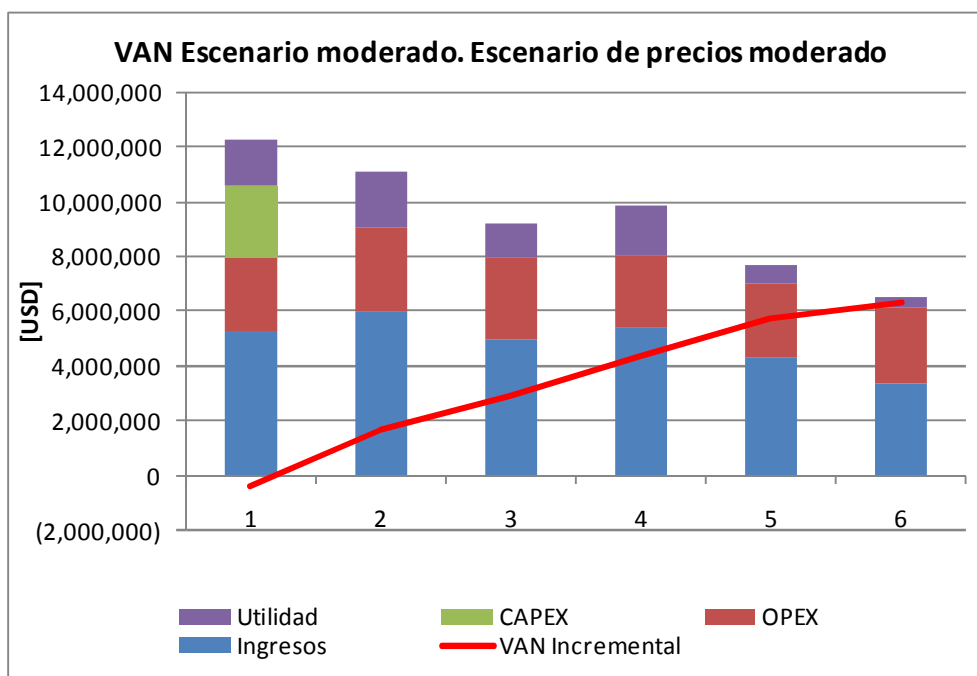
Dado que en la zona este no existen leyes de cobre, se realizó el siguiente ajuste: para los minerales de la zona este se consideró una ley de cobre igual al mínimo de ley de cobre de la zona oeste, 0.63% cu. Este ajuste se basa sobre la presunción de que ambas zonas no tienen características de mineralización diferentes, por lo que debieran tener leyes de cobre similares.

#### 11.4.1.1 Flujos de caja

En las siguientes tablas y figuras se muestran los flujos de caja asociados a dos escenarios de producción y de precios. Estos son las combinaciones de escenarios de precios optimistas con escenarios y producción optimista y la combinación moderado-moderado respectivamente.

**Tabla 100: Flujos de caja escenario moderado con precio moderado.**

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Tonelaje	54,750	54,750	54,750	54,750	54,750	54,750
Ley de oro [ppm]	3	3	3	3	3	3
Ley de cobre [%]	1	1	1	1	1	0
Producción de oro [oz]	3,772	4,367	3,655	3,898	4,031	3,972
Producción de cobre [ton]	315	349	280	313	149	273
Concentrado de cobre	1,674,847	1,859,301	1,489,435	1,669,218	636,651	
Subproducto oro	3,605,883	4,175,140	3,494,028	3,726,842	1,574,919	
Concentrado de oro					2,083,110	3,390,093
<b>Total Ingresos</b>	<b>5,280,731</b>	<b>6,034,442</b>	<b>4,983,464</b>	<b>5,396,060</b>	<b>4,294,681</b>	<b>3,390,093</b>
Costo de mina	552,474	871,524	884,268	535,800	607,020	654,216
Costo de procesamiento	1,368,750	1,368,750	1,368,750	1,368,750	1,368,750	1,368,750
Costo de administración	657,000	657,000	657,000	657,000	657,000	657,000
Costo de transporte	117,955	130,945	104,897	117,558	113,382	102,324
<b>Total Costos</b>	<b>2,696,179</b>	<b>3,028,219</b>	<b>3,014,915</b>	<b>2,679,108</b>	<b>2,746,152</b>	<b>2,782,290</b>
Depreciación	526,469	526,469	526,469	526,469	526,469	0
Utilidad antes de impuesto	2,058,083	2,479,754	1,442,080	2,190,483	1,022,060	607,803
Impuestos	370,455	446,356	259,574	394,287	397,604	273,694
<b>Utilidad después de impuestos</b>	<b>1,687,628</b>	<b>2,033,398</b>	<b>1,182,506</b>	<b>1,796,196</b>	<b>624,456</b>	<b>334,110</b>
Depreciación	526,469	526,469	526,469	526,469	526,469	0
Inversiones	2,600,000	0	0	0	0	0
<b>Flujos de capitales</b>	<b>(385,903)</b>	<b>2,559,867</b>	<b>1,708,975</b>	<b>2,322,665</b>	<b>1,150,925</b>	<b>334,110</b>
VAN Incremental	(344,556)	1,695,943	2,912,263	4,388,267	5,715,059	6,346,685



**Figura 91: Gráfico de flujos de caja. Escenario moderado, precio moderado.**

**Tabla 101: Flujos de caja escenario optimista con precio optimista.**

	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6
Tonelaje	54,750	54,750	54,750	54,750	54,750	54,750
Ley de oro [ppm]	3	3	3	3	3	3
Ley de cobre [%]	1	1	1	1	1	0
Producción de oro [oz]	4,787	5,543	4,639	4,948	5,116	5,041
Producción de cobre [ton]	414	460	368	413	149	359
Concentrado de cobre	3,513,656	3,900,622	1,962,009	2,198,834	636,651	
Subproducto oro	6,206,003	7,185,738	4,434,728	4,730,223	1,574,919	
Concentrado de oro					2,083,110	3,390,093
<b>Total Ingresos</b>	<b>9,719,659</b>	<b>11,086,360</b>	<b>6,396,738</b>	<b>6,929,057</b>	<b>4,294,681</b>	<b>3,390,093</b>
Costo de mina	368,316	581,016	589,512	357,200	404,680	436,144
Costo de procesamiento	1,040,250	1,040,250	1,040,250	1,040,250	1,040,250	1,040,250
Costo de administración	547,500	547,500	547,500	547,500	547,500	547,500
Costo de transporte	103,587	114,995	92,119	103,238	99,571	89,860
<b>Total Costos</b>	<b>2,059,653</b>	<b>2,283,761</b>	<b>2,269,381</b>	<b>2,048,188</b>	<b>2,092,001</b>	<b>2,113,754</b>
Depreciación	421,175	421,175	421,175	421,175	421,175	0
Utilidad antes de impuesto	7,238,832	8,381,424	3,706,182	4,459,693	1,781,505	1,276,339
Impuestos	1,302,990	1,508,656	667,113	802,745	534,305	394,030
<b>Utilidad después de impuestos</b>	<b>5,935,842</b>	<b>6,872,768</b>	<b>3,039,069</b>	<b>3,656,949</b>	<b>1,247,201</b>	<b>882,309</b>
Depreciación	421,175	421,175	421,175	421,175	421,175	0
Inversiones	2,080,000	0	0	0	0	0
<b>Flujos de capitales</b>	<b>4,277,017</b>	<b>7,293,943</b>	<b>3,460,244</b>	<b>4,078,124</b>	<b>1,668,376</b>	<b>882,309</b>
VAN Incremental	3,818,765	9,632,851	12,095,593	14,687,153	16,307,622	17,216,958

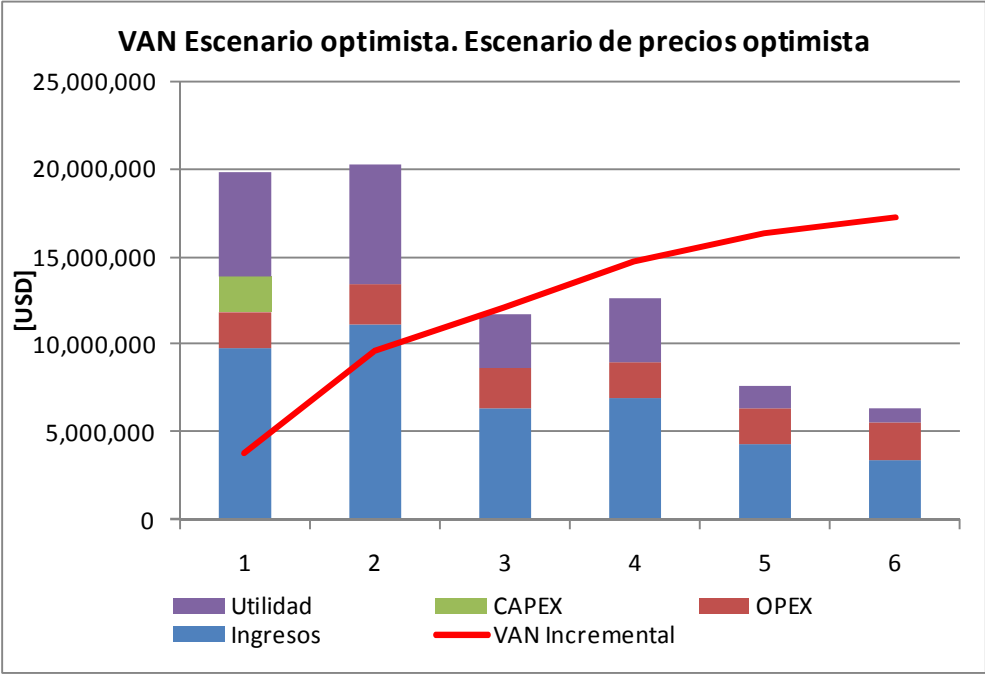


Figura 92: Gráfico de flujos de caja. Escenario optimista con precio optimista.

### 11.4.1.2 Sensibilidad

Se realizó un análisis de sensibilidad de las variables que afectan la economía del proyecto. Para ello se evaluó un caso en que todas las variables son esperadas y luego se analizó el efecto del alza o la baja individual de cada una de las variables al valor pesimista u optimista. Esto se muestra en la siguiente figura:

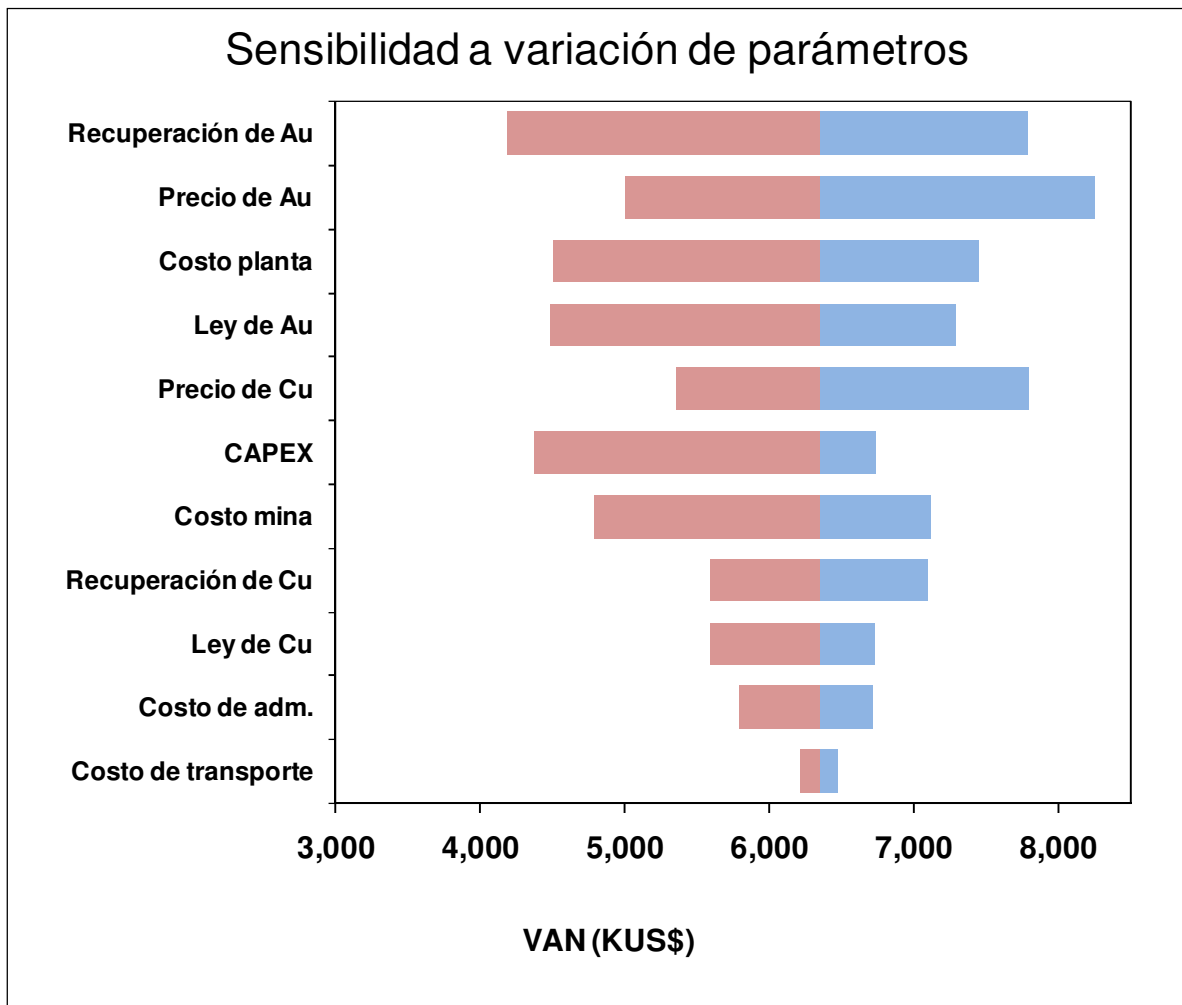


Figura 93: Sensibilidad caso de negocio 1.

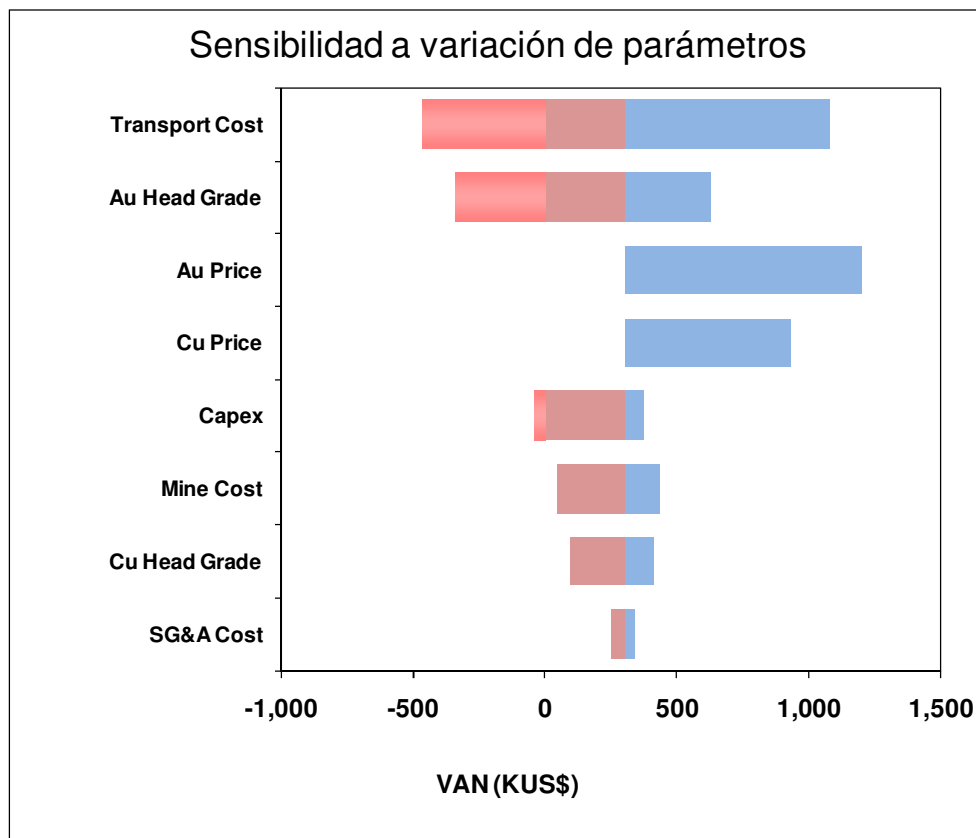
De este análisis de sensibilidad se puede inferir que las variables principales que afectan al proyecto tienen que ver con el oro. Otras variables que influyen son el costo de planta y la inversión inicial, pues en su valor pesimista genera el segundo peor caso.

### 11.4.2 Caso de negocio 2

Los resultados de la evaluación de los distintos escenarios de producción y precios del caso de negocio 2 se muestran a continuación:

**Tabla 102: Resultados evaluación económica caso de negocio 2.**

Casos de negocio	[MUSD]	Escenarios de precios Cu y Au	
		Pesimista	Optimista
Pesimista		-2.29	-0.87
Moderado		0.31	1.82
Optimista		1.74	3.44



**Figura 94: Sensibilidad caso de negocio 2.**

Del gráfico de sensibilidades, se puede observar que el parámetro más impacta en el VAN el costo de transporte. No existen variaciones negativas de los precios, pues el caso pesimista es igual al moderado.

Dado que este caso de negocio solamente dura un año, se ha elaborado una tabla comparativa que muestra todos los escenarios y evaluaciones de perfiles de precio (que en este caso son solo 2). El orden es como sigue:

**Tabla 103: Numeración de escenarios caso de negocio 2.**

		Escenarios de Precio Cu y Au	
		Pesimista	Optimista
Casos de negocio	Pesimista	1	2
	Moderado	3	4
	Optimista	4	6

Los resultados de la evaluación de todos los escenarios se muestran a continuación

**Tabla 104: Resultados de los distintos escenarios caso de negocio 2.**

	Casos					
	1	2	3	4	5	6
Tonelaje	47,885	47,885	47,885	47,885	47,885	47,885
Ley de oro [ppm]	3.65	3.65	4.57	4.57	5.02	5.02
Ley de cobre [%]	1%	1%	1%	1%	1%	1%
ROM Oro base	3,849,186	5,219,496	3,849,186	5,219,496	3,849,186	5,219,496
ROM Oro escala	(1,302,291)	(1,765,907)	(418,372)	(567,313)	23,587	31,984
ROM Cobre subproducto	1,149,906	1,831,331	1,437,382	2,289,164	1,581,120	2,518,080
<b>Total Ingresos</b>	<b>3,696,800</b>	<b>5,284,921</b>	<b>4,868,196</b>	<b>6,941,348</b>	<b>5,453,894</b>	<b>7,769,561</b>
Costo de mina	886,846	886,846	532,107	532,107	354,738	354,738
Costo de administración	359,140	359,140	287,312	287,312	239,426	239,426
Costo de transporte	4,213,905	4,213,905	3,160,429	3,160,429	2,106,953	2,106,953
<b>Total Costos</b>	<b>5,459,891</b>	<b>5,459,891</b>	<b>3,979,848</b>	<b>3,979,848</b>	<b>2,701,117</b>	<b>2,701,117</b>
Depreciación	160,000	160,000	80,000	80,000	64,000	64,000
Utilidad antes de impuesto	(1,923,090)	(334,970)	808,348	2,881,499	2,688,776	5,004,444
Impuestos	(346,156)	(60,295)	145,503	518,670	483,980	900,800
Utilidad después de impuestos	(1,923,090)	(334,970)	662,845	2,362,830	2,204,797	4,103,644
Depreciación	160,000	160,000	80,000	80,000	64,000	64,000
Inversiones	800,000	800,000	400,000	400,000	320,000	320,000
<b>VAN descontado</b>	<b>(2,288,474)</b>	<b>(870,509)</b>	<b>306,112</b>	<b>1,823,955</b>	<b>1,739,997</b>	<b>3,435,396</b>

Se puede observar básicamente que el costo de transporte sobrepasa enormemente a los otros costos. Esto abre la discusión de si conviene o no vender el mineral en un poder de compra tan lejano como Cabildo o, si por el contrario, se debería limitar el tonelaje de extracción anual y vender en el poder de compra de Rancagua, con el consiguiente ahorro en transporte. Este análisis se muestra en la siguiente tabla, considerando un tonelaje de 15.000 toneladas en un solo año:

**Tabla 105: Evaluación primer año entrega de mineral en Rancagua.**

Casos de negocio	[MUSD]	Escenarios de precios Cu y Au	
		Pesimista	Optimista
	Pesimista	-1.60	-1.16
Moderado	-0.34	0.14	
Optimista	0.23	0.76	

Se observa que las pérdidas en el peor caso con el peor precio no son tan grandes como las del caso anterior. Además, las pérdidas son menores que el CAPEX salvo en el caso pesimista, por lo que la evaluación de este escenario a 3 años será por cierto mejor.



## **12 ASPECTOS AMBIENTALES**

### **12.1 Legislación vigente**

La legislación pertinente al medioambiente tiene la siguiente estructura en nuestro país:

#### *12.1.1 Base constitucional*

Constitución Chilena 1980, artículo 19. (sic) “El derecho a vivir en un medio ambiente libre de contaminación. Es deber del Estado velar para que este derecho no sea afectado y tutelar la preservación de la naturaleza. La ley podrá establecer restricciones específicas al ejercicio de determinados derechos o libertades para proteger el medio ambiente.”

#### *12.1.2 Leyes*

- Ley de Bases del Medio Ambiente (Ley 19,300)
- Ley N° 20.417: Ministerio, Servicio de Evaluación Ambiental y la Superintendencia del Medio Ambiente.
- Leyes sectoriales

#### *12.1.3 Reglamentos*

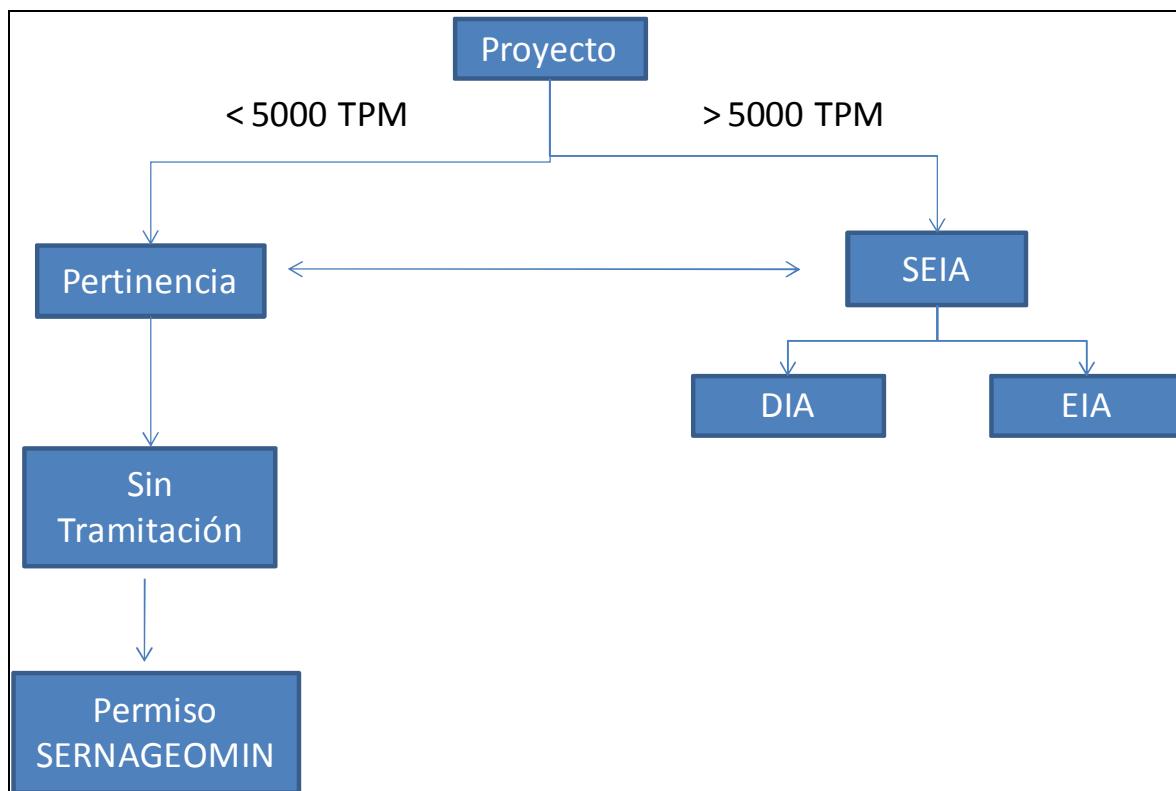
- Reglamento de cierre de faenas mineras (SERNAGEOMIN)
- Reglamento de construcción y operación de depósitos de relaves (SERNAGEOMIN)
- Reglamento del Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental

#### *12.1.4 Otros instrumentos*

- Normas de calidad primarias y secundarias
- Normas de emisión
- Normas de preservación y conservación del patrimonio ambiental

### **12.2 Tramitación**

Dependiendo de las características del proyecto, este entrará o no al sistema de evaluación de impacto ambiental (SEIA). Las características de los proyectos que definen su tramitación están descritas en la Ley 19.300 artículo 10. A su vez, los proyectos deberán realizar una declaración de impacto ambiental (DIA) o un estudio de impacto ambiental (EIA), dependiendo de sus características, las que se definen en el artículo 11 de la misma ley. A modo de flujograma, se presenta la siguiente figura:



**Figura 95: Flujograma del SEIA**

Dado lo estipulado en el Reglamento del Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental, artículo 3, letra i) párrafo 2, aquellos proyectos mineros que superen las 5,000 toneladas por mes deben presentar el proyecto al SEIA, mientras que aquellos que no las superen no se someterán al SEIA. No obstante, el SERNAGEOMIN recomienda la solicitud de pertinencia de ingreso al SEIA a la CONAMA en aquellos casos en que se pueda presentar algún factor ambiental crítico, como áreas o protegidas o cauces.

Es importante destacar que la reglamentación vigente asocia el establecimiento de beneficio y los depósitos de relave a la operación, por tanto ni el depósito de relaves ni el establecimiento de beneficio deberán pasar por el SEIA si operan menos de 5,000 toneladas por mes y la solicitud de pertinencia indica que el proyecto no debe ingresar al SEIA.

Por ende, para el proyecto Santa Andrea el procedimiento debería ser el siguiente:

- Preparar proyecto de explotación según metodología de SERNAGEOMIN.
- Solicitar a CONAMA la pertinencia de entrar o no a evaluación ambiental.
- Si el CONAMA indica que no se debe ingresar a evaluación ambiental, proceder a solicitar permiso de operación de SERNAGEOMIN.
- Si CONAMA indica que se debe ingresar a evaluación ambiental, proceder a realizar EIA o DIA y luego solicitar permiso de operación a SERNAGEOMIN.

### 12.2.1 Tiempos y costos

Los tiempos y costos asociados a la tramitación ambiental se describen en la siguiente tabla. Los datos han sido obtenidos de información de consultores del área y SERNAGEOMIN. Los costos son aquellos para que una consultora del área elabore el estudio y lleve a cabo la tramitación.

**Tabla 106: Tiempos y costos SEIA.**

Proceso	Elaboración	Tramitación	Costo [US\$]
Solicitud de pertinencia	5 días	20 días	1,000
DIA	3 meses	6 meses	50,000
EIA	3 meses	1 año	150,000

### 12.3 Cierre

El cierre de faenas mineras está reglamentado para faenas mayores a 5000 toneladas mensuales, dado que en la DIA y EIA requieren una planificación de cierre de los proyectos. Para el caso de proyectos de menor tonelaje, el cierre está reglamentado por las guías metodológicas y técnicas del SENAGEOMIN respectivas: Rajo abierto, botadero de estériles, minas subterráneas, depósitos de relaves y plantas de procesamiento.

## 12.4 Aspectos ambientales del proyecto

A continuación se detallan algunos aspectos de interés sobre la situación medioambiental en que está emplazado el proyecto.

### 12.4.1 Medio socio-económico

#### 12.4.1.1 Población

El proyecto se encuentra cercano a dos localidades: 1.8 *km* lineales al pueblo de Botalcura (450 habitantes) y 9.6 *km* a Pencahue (2100 habitantes). Además habitan en las cercanías alrededor de 15 agricultores a menos de 1 *km* del área de interés. Los centros poblados se muestran en la siguiente figura:



Figura 96: Asentamientos poblados.

La población se caracteriza por estar sufriendo una fuerte migración, desde los centros poblados pequeños a Pencahue y Talca. Botalcura ha sufrido una disminución de casi la mitad

de su población desde 1992 a 2006. Todo esto se enmarca dentro de una serie de factores identificados en el “Estudio: Plan Regulador Comuna de Penciahue” [1], tales como la falta de empleo permanente, bajos niveles de telecomunicaciones, etc.

#### 12.4.1.2 Actividades económicas

##### Sector terciario:

Servicios estatales: En el poblado de Botalcura existe una Escuela y Carabineros.

Pequeño comercio.

##### Sector primario, es el predominante

Agricultura: Existen extensas plantaciones de maíz.

Vitivinicultura: Existen viñedos en la zona. Empresas como Viña San Pedro y Concha y Toro tienen viñas en el valle. Además destaca la Viña Botalcura, en las inmediaciones del proyecto.

Silvicultura: Se presentan algunas plantaciones de pino con fines comerciales.

## 12.4.2 Medio físico

### 12.4.2.1 Uso del suelo

El uso en el área del proyecto es netamente matorrales. EL borde este de Justiciera no tiene interés económico desde el punto de vista de este estudio. En zonas aledañas existen muchos terrenos cultivados.

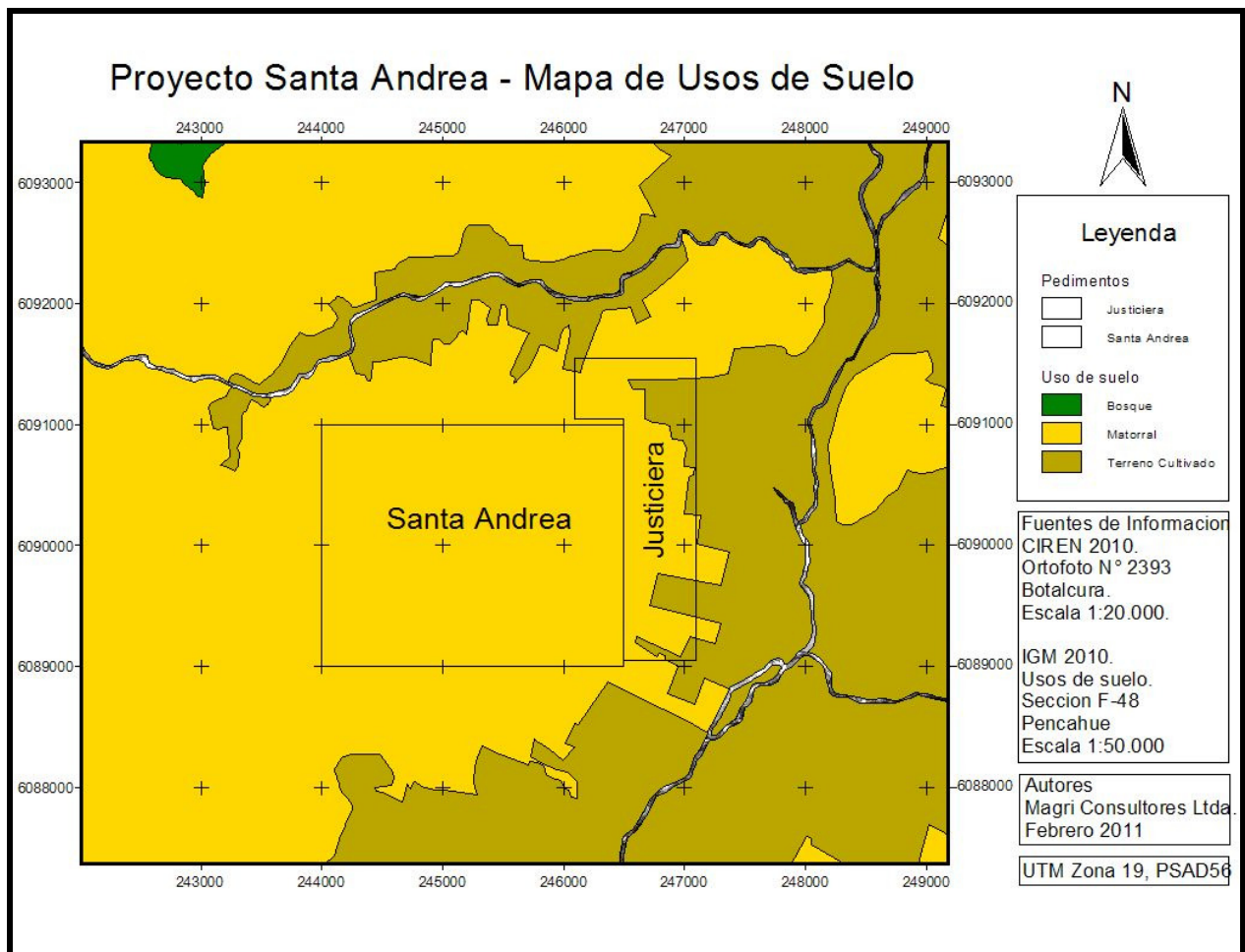


Figura 97: Mapa de usos de suelo en Proyecto Santa Andrea. CIREN 2010



#### 12.4.2.2 Agua

En el área existen dos grandes cursos de agua: el canal de Pencahue y el estero “Los Puercos”.

- Canal Pencahue: Se ubica a menos de 300 m de distancia en la zona este (veta gorda) y a unos 900 m en la zona oeste.
- Estero Los Puercos: Se ubica desde 1 a 2 km al este del proyecto, no obstante un afluente “Estero Botalcura” se encuentra entre 1 a 1.5 km al norte. Todas las quebradas presentes en el proyecto desaguan a alguno de estos cauces.

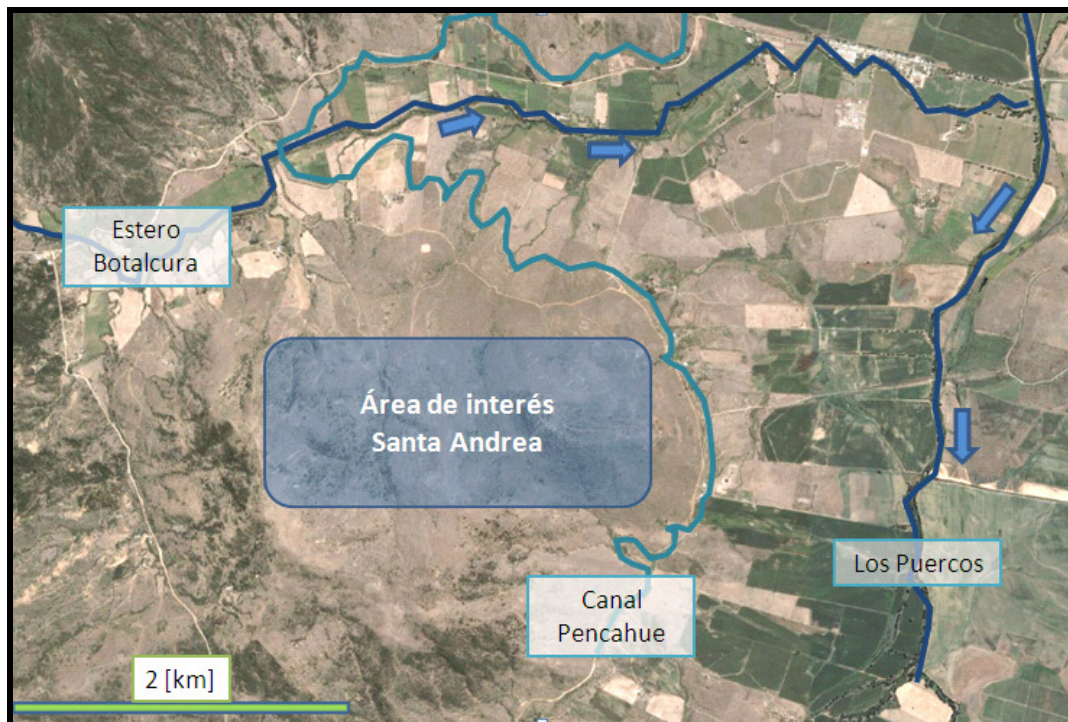


Figura 98: Cursos de agua.

### 12.4.3 Medio cultural: Arqueología

Según [1], existe un área de interés arqueológico en la zona. En ella se han encontrado:

- Estructura arquitectónica aislada de carácter habitacional, con cerámica y líticos
- Estructura rectangular de piedra

El alcance del área se define en la siguiente imagen:

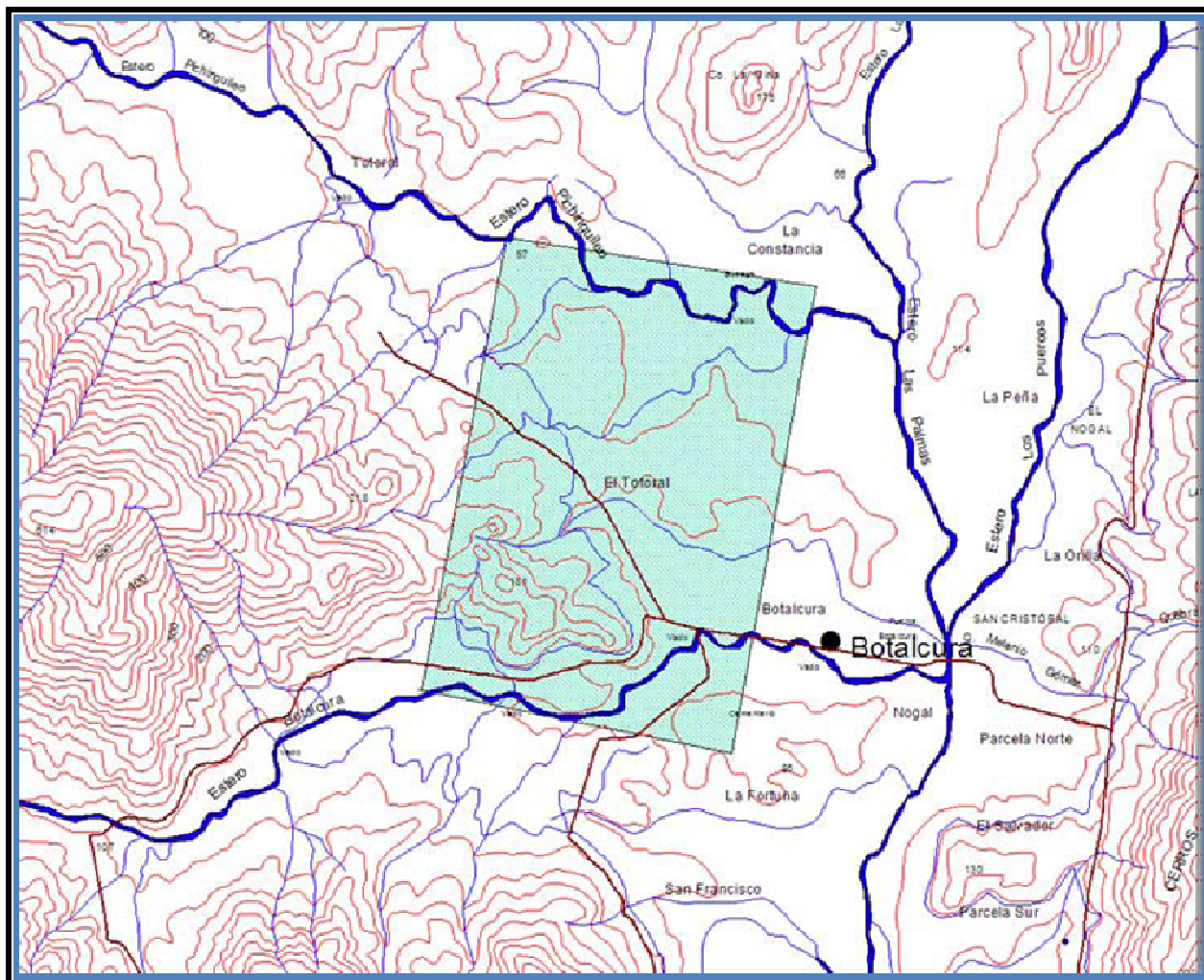


Figura 99: Sitios de interés arqueológico en cercanías del proyecto. Extraída de [1].

No obstante el sitio está al menos 2 km apartada del proyecto, es un antecedente importante a la hora de la evaluación ambiental del proyecto.



#### *12.4.4 Medio biótico*

##### 12.4.4.1 Flora

Según [1], en la comuna de Penciahue se registraron unas 40 especies de plantas nativas, una cifra que seguramente subestima la riqueza del área, dando cuenta que es una zona poco estudiada. 10 especies de plantas se encuentran en categorías de conservación nacionales, de ellas, 3 se encontrarían “en peligro”, en tanto que otras tres, se encuentran en categorías de conservación regionales.

Se ha reconocido la presencia de los siguientes tipos principales de vegetación:

- Espinal mediterráneo interior,
- Bosque esclerófilo mediterráneo interior
- Bosque esclerófilo mediterráneo costero.

##### 12.4.4.2 Fauna

La fauna de vertebrados de Penciahue está compuesta por 112 especies: nueve peces (dulceacuículas), tres anfibios, seis reptiles (dos culebras y cuatro lagartos), 75 aves y 19 mamíferos. Del total de especies, 102 son nativas y 10 son introducidas [1]. De acuerdo al Libro Rojo de la UICN, la guiña (*Oncifelis guigna*) se encuentra Vulnerable. Para más detalles, revisar [1].

En la comuna de Penciahue, no existen áreas dentro del Sistema Nacional de Áreas Silvestres Protegidas (SNASPE)

#### *12.4.5 Medio perceptivo*

En la comuna de Penciahue no existen áreas de gran valor paisajístico. El paisaje está más bien definido por las colinas, plantaciones de viñas y pinos.

## 12.5 Catastro de permisos

Dado que el proyecto será por menos de 5000 *tpd*, no requiere los permisos ambientales sectoriales ni ingresar al SEIA. Los permisos necesarios se enumeran a continuación

### 12.5.1 Caso de negocio 1

**Tabla 107: Permisos y tiempos de tramitación.**

Servicio y permiso	Observaciones	Tramitación
<b>Sernageomin</b>		
Permiso de operación de faena minera	Todos juntos en un informe	60 días
Permiso de construcción y operación de depósito de relaves		
Permiso de construcción y operación de botaderos		
Transporte y manejo de explosivos	Sin info.	
<b>CONAMA</b>		
Carta de Pertinencia		20 días
<b>DGA:</b>		
Derechos de agua	No existen plazos fijos	4-7 meses
Aprobación de obras de captación de aguas para el proceso	Sin info.	
Aprobación de tranque de relaves (en el caso de que este no sea un "Depósito" de relaves en pasta).		
Canales de contorno para el botadero		
<b>SAG</b>		
Cambio de uso del suelo		
<b>Municipalidad</b>		
Permiso de construcción		
<b>Servicio de salud</b>		
Aprobación de sistema de fosa séptica		
Aprobación de red de agua potable		
Autorización sanitaria de operación de casino		
Aprobación de Cantidad y calidad agua potable		
<b>Dirección General de Movilización Nacional</b>		
Polvorín		
<b>Superintendencia de combustibles</b>		
Almacenamiento de combustibles		

El consejo de un experto del área es obtener los permisos de DGA con la mayor premura posible, dado que los plazos de tramitación son los mayores.

Los permisos de SERNAGEOMIN pueden solicitarse todos en un solo proyecto, considerando las particularidades de cada una de las guías metodológicas que se pueden descargar desde la página web del organismo ([www.SERNAGEOMIN.cl](http://www.SERNAGEOMIN.cl)).

#### *12.5.2 Caso de negocio 2*

Se requieren los mismos permisos que en el caso 1, menos aquellos de derechos de agua y tranque de relaves.

### **12.6 Referencias**

[1] Estudio “Plan Regulador Comunal Penciahue”, Proyecto – Memoria explicativa. Infracon S.A., 2006.

## **13 ANÁLISIS DE RIESGO**

### **13.1 Identificación**

Se han identificado los siguientes riesgos que pueden afectar al proyecto:

#### *13.1.1 Riesgos económicos*

- Precios de largo plazo caen
- Costos operacionales suben
- Costos de inversión aumentan
- Costo de inversión de relaves en pasta es muy alta

#### *13.1.2 Riesgos ambientales*

- Comunidad se opone al proyecto
- Empresas del sector se oponen al proyecto
- Proyecto debe ingresar a Evaluación Ambiental
- Depósito de relaves sufre pérdidas
- Emisiones de polvo llegan a Botalcura
- Se vuelca camión con insumos tóxicos en el camino a la faena
- Filtración de aguas desde depósito de relaves

#### *13.1.3 Riesgos técnicos*

- Talud del rajo es inestable
- Recuperación de zona superior es baja
- Recuperación de oro es baja
- Tecnología de relaves en pasta tiene bajo desempeño

#### *13.1.4 Riesgos geológicos*

- Recursos in situ son menores que el modelo estimado
- Recursos in situ tienen distribución distinta a la modelada
- Existen contaminantes no considerados

#### *13.1.5 Riesgos de seguridad*

- Accidente fatal en la faena
- Ruptura del depósito de relaves

## 13.2 Análisis

Para analizar, se ha definido la siguiente matriz de riesgos:

**Figura 100: Matriz de riesgos del proyecto.**

Probabilidad de ocurrencia	Alta	2	1	1
	Media	3	2	1
	Baja	3	3	2
		Baja	Media	Alta
		Consecuencia		

Se definieron los riesgos según el cuadrante donde están. Los riesgos críticos son aquellos ubicados en el cuadrantes 1, los riesgos moderados son aquellos en el cuadrante 2 y los riesgos menores son aquellos el cuadrante 3. A continuación se muestra un cuadro con la identificación de los riesgos y su categoría.

**Tabla 108: Clasificación de riesgos.**

Código	Riesgo	Probabilidad de ocurrencia	Consecuencias económicas	Clasificación
	<b>Riesgos económicos</b>			
1	Precios de largo plazo caen	Baja	Alta	Moderado
2	Costos operacionales suben	Media	Media	Moderado
3	Costos de inversión aumentan	Media	Baja	Menor
4	Costo de inversión de relaves en pasta es muy alta	Baja	Media	Menor
5	Terrenos superficiales y servidumbres	Alta	Media	Crítico
	<b>Riesgos ambientales</b>			
6	Comunidad se opone al proyecto	Alta	Alta	Crítico
7	Empresas del sector se oponen al proyecto	Alta	Media	Crítico
8	Proyecto debe ingresar a Evaluación Ambiental	Baja	Alta	Moderado
9	Depósito de relaves sufre pérdidas	Baja	Bajas	Menor
10	Filtración de aguas desde depósito de relaves	Baja	Media	Menor
11	Se vuelca camión con insumos tóxicos en el camino a la faena	Baja	Alta	Moderado
12	Emisiones de polvo llegan a Botalcura	Media	Alta	Crítico
	<b>Riesgos técnicos</b>			
13	Talud del rajo es inestable	Baja	Media	Menor
14	Recuperación de zona superior es baja	Media	Alta	Crítico
15	Recuperación de oro es baja	Baja	Alta	Moderado
16	Tecnología de relaves en pasta tiene bajo desempeño	Baja	Media	Menor
17	Obtención de permisos sectoriales	Alta	Media	Crítico
	<b>Riesgos geológicos</b>			
18	Recursos in situ son menores que el modelo estimado	Baja	Media	Menor
19	Recursos in situ se distribuyen distinta a la modelada	Media	Baja	Menor
20	Existen contaminantes no considerados	Baja	Media	Menor
	<b>Riesgos de seguridad</b>			
21	Accidente fatal en la faena	Media	Alta	Crítico
22	Ruptura del depósito de relaves	Baja	Alta	Moderado
23	Accidente de tráfico	Media	Alta	Crítico

### **13.3 Mitigación de riesgos**

A continuación se proponen soluciones para disminuir ya sea la probabilidad de ocurrencia o las consecuencias de los riesgos expuestos. Para cada caso de negocio se debe identificar cuáles son atingentes.

#### *13.3.1 Riesgos críticos*

##### 13.3.1.1 Comunidad se opone al proyecto

Pese a que el proyecto no debiera entrar en Evaluación Ambiental y tener consulta pública, existe el riesgo de que la comunidad se oponga a este. Para evitar una oposición muy fuerte se debe:

- Considerar a la comunidad en decisiones de explotación, transporte.
- Realizar gestión de la comunidad:
  - Informar del proyecto y sus posibles impactos negativos
  - Informar de los aspectos positivos del proyecto
  - Analizar algún beneficio directo para la comunidad. Ejemplo: Apoyo a la escuela, deportes, etc.

##### 13.3.1.2 Empresas del sector se oponen al proyecto

Las empresas del sector son principalmente agrícolas y vitivinícolas. Dentro de su ámbito de influencia podrían intervenir en la comunidad principalmente y analizar algún aspecto legal que pueda perjudicar o retrasar al proyecto. Para evitar estos conflictos se debe:

- Informar de los alcances del proyecto
- Informar de los impactos negativos del proyecto
- Informar del uso de la tecnología de relaves en pasta y sus beneficios

##### 13.3.1.3 Emisiones de polvo llegan a Botacura

Este riesgo es elevado sobre todo en la parte este de la explotación. Si el polvo llega a Botacura, se podrían superar las normas primarias de material particulado con el consiguiente problema de salud. Para analizar este aspecto de mejor manera se debe:

- Realizar un estudio de vientos en la zona
- Diseñar las tronaduras de manera de minimizar las emisiones de polvo
- Efectuar las tronaduras en aquellas horas en que los vientos son favorables para la dispersión de polvo

##### 13.3.1.4 Accidente fatal en la faena

Un accidente fatal en la faena no puede ser posible. Las consecuencias en la moral del equipo, comunidad e incluso problemas legales son muy altas.

Para evitar accidentes fatales o graves se debe:

- Instruir a los operadores de los procedimientos y del valor del trabajo seguro.
- Entregar todas las herramientas para que el trabajo sea seguro

- Hacer partícipe a los operadores de los comités paritarios de higiene y seguridad
- Ejercer un liderazgo participativo en temas de seguridad

#### 13.3.1.5 Recuperación en zona superior es baja

Dado que los primeros flujos son dependientes de la zona superior del yacimiento y son muy importantes para éste, una baja recuperación en la zona superior podría tener resultados críticos. Para acotar este riesgo se propone lo siguiente:

- Re-excavar las trincheras y extraer muestras para flotación
- Analizar los minerales de los sondajes que intercepten vetas a menos de 5m de profundidad
- Realizar pruebas de flotación con las muestras extraídas de las trincheras y sondajes de la zona superior
- Vender el mineral de las zonas superiores a ENAMI, mientras se construye la faena

#### 13.3.1.6 Terrenos superficiales y servidumbres

Aunque se tiene el derecho legal de la servidumbre, ésta puede involucrar un largo juicio si no se gestiona correctamente. Para evitar retrasos y encarecimiento del proyecto se debe:

- Definir la situación legal de los terrenos comprados por Minera Northern Resources
- Analizar la compra de los terrenos que serán intervenidos en la zona oeste
- Definir la situación legal de las sucesiones de todos los terrenos involucrados
- Solicitar servidumbre judicial sobre terrenos de Minera Northern Resources y Minera San Lorenzo.

#### 13.3.1.7 Obtención de permisos

En el capítulo de Aspectos Ambientales y permisos se analizan los permisos y tiempos de obtención. No obstante, se hace necesario definir que es un aspecto crítico, dado que todos los tiempos involucrados en obtención de permisos pudieran retrasar el proyecto. Además la obtención de permisos requiere de personas que conozcan del tema. Por lo tanto se debe:

- Comenzar cuanto antes con los trámites de Derechos de Agua. El trámite debe realizarlo alguien experto en el tema.
- Se sugiere la contratación de una consultora ambiental para la gestión de permisos de modo de utilizar la expertise en el área y los contactos existentes.

#### 13.3.1.8 Accidente de tráfico

Es medianamente probable que existan accidentes de tráfico en la vida del proyecto. Para disminuir el riesgo se debe:

- Establecer normas de manejo en caminos de la faena y fuera de ella

- Definir los accesos al proyecto de modo de transitar por los caminos que involucren menor riesgo para los operadores y la comunidad. Evitar pasar por centros poblados y transitar por caminos en buen estado.

### 13.3.2 Riesgos moderados

#### 13.3.2.1 Precios de largo plazo caen

Este riesgo no es posible de mitigar directamente. La evaluación económica del caso pesimista da una idea de cómo responde el proyecto a este riesgo.

#### 13.3.2.2 Costos de operación suben

Este riesgo se puede mitigar con mejores estimaciones de costos operacionales. Este caso está analizado en la evaluación económica del proyecto.

#### 13.3.2.3 Proyecto debe ingresar al Sistema de Evaluación de Impacto Ambiental (SEIA)

El proyecto no debería entrar al sistema de evaluación de impacto ambiental. No obstante, si ello llegase a ocurrir, el proyecto se retrasaría en al menos 9 meses, tal como se indica en el capítulo de Aspectos Ambientales y Permisos. El costo de este retraso debería ser evaluado.

#### 13.3.2.4 Recuperación es baja

Dado que las leyes de cabeza son buenas, tener una baja recuperación sería poco probable. Para asegurarse de las buenas recuperaciones, se debe:

- Medir leyes de cobre en sondajes de la zona este
- Realizar pruebas metalúrgicas con material de la zona oeste aprovechando la existencia de un pequeño rajo realizado por pirquineros ilegales.

#### 13.3.2.5 Se vuelca un camión con elementos tóxicos en el camino a la faena

Para minimizar la posibilidad de ocurrencia, se deben tener los cuidados de efectuar todos los transportes de forma adecuada, con operadores certificados. Además se debe tener un procedimiento de respuesta ante emergencias que involucre a los operadores y a las autoridades respectivas (bomberos, carabineros, salud, etc.).

#### 13.3.2.6 Se rompe depósito de relaves

La ocurrencia de esto puede tener consecuencias nefastas sobre todo en el caso de un tranque de relaves. Por tratarse de un depósito de pastas, esto no debiera ocurrir, debido a que el fenómeno de licuefacción es muchísimo menor en relaves en pasta que en relaves convencionales. Para evitar que ocurra este fenómeno se debe:

- Construir el muro de forma correcta
- Que el relave producido efectivamente sea una pasta. El diseño de los sistemas de pastas debe ser hecho de forma correcta, un depósito de relaves en pasta no puede albergar relaves convencionales, pues ello puede tener muy malas consecuencias.



### 13.3.3 Riesgos menores

#### 13.3.3.1 Costos de inversión son muy altos

Riesgo analizado en la sección evaluación económica.

#### 13.3.3.2 Costos de inversión de relaves en pasta son muy elevados

Dado el entorno del proyecto, es muy favorable que los relaves sean en pasta. Para saber los CAPEX de estos relaves con mayor certeza se debe consultar a un especialista.

#### 13.3.3.3 Depósito de relaves sufre pérdidas

En el caso de pérdidas del depósito de relaves, dada su naturaleza, no representarían un problema mayor, ya que pueden ser re-cargados y depositados dentro de los límites del depósito con los equipos de mina.

#### 13.3.3.4 Talud del rajo es inestable

La inestabilidad del talud del rajo se puede deber a:

- Mala calidad de roca
- Efectos de la hidrogeología

Para controlar este riesgo se debe hacer un estudio con algún nivel de detalle de la estabilidad de taludes pequeños con mala calidad de roca, en casos con y sin agua.

- Una vez en operación, efectuar tronaduras cuidando la caja.
- Obtener mayor información geomecánica (casi inexistente hasta la fecha)

#### 13.3.3.5 Filtración de aguas desde depósito de relaves

En épocas de muchas precipitaciones, el depósito de relaves puede sufrir pérdida de aguas. Por la naturaleza de los relaves esto no debería suceder, pues el relave en pasta absorbe el agua y luego de las lluvias las evapora. Aun así, para evitar un accidente de este tipo se debe:

- Analizar la capacidad de la cuenca hidrográfica del depósito de relaves
- Cavar canales de contorno con capacidad suficiente para evacuar las aguas lluvias
- Minimizar el área de relaves. Para ello se deben ir moviendo los aspersores de relave aguas arriba a medida que avanza el depósito.

#### 13.3.3.6 Desempeño de la tecnología de relaves en pasta es muy bajo

Para evitar tener problemas con esta tecnología, se deben realizar pruebas del comportamiento reológico de los relaves en pasta con material proveniente del proyecto.

#### 13.3.3.7 Recursos in-situ son menores y tienen una distribución espacial distinta a la modelada.

Para disminuir la incertidumbre sobre los recursos, se deben realizar más sondajes y trincheras. Sobre todo para determinar los recursos en la zona superior del yacimiento, que es la

que otorga mayores flujos al comienzo. También para demostrar continuidad de mineralización entre las zonas E y O.

13.3.3.8 Existen contaminantes no considerados

Para analizar este riesgo, se deben realizar estudios mineralógicos y químicos de elementos trazas para determinar si existen contaminantes como arsénico u otros.

#### **13.4 Observaciones sobre seguridad minera**

Dados los recientes accidentes ocurridos en la pequeña y mediana minería se hace el siguiente análisis.

Se espera que aumenten las fiscalizaciones para cumplir con los requisitos de seguridad de las faenas. Sin ir más allá, SERNAGEOMIN casi duplicó su planta de inspectores para este año.

Es positivo que la operación diseñada sea de rajo abierto. Aunque existen, los riesgos en minería a cielo abierto son mucho menores que en minería subterránea y los costos asociados a prácticas e infraestructura de seguridad son por lo tanto menores.

Se espera que exista una fiscalización de seguridad mayor en los tranques de relaves debido a las fallas que existieron en el reciente terremoto y costaron la vida a una familia en la zona. Por ende, contar con un depósito de relaves en pasta disminuye aun más el potencial de riesgo del proyecto.

## 14 PROGRAMA

Se considera un periodo de 17 meses desde el fin del estudio de Ingeniería Conceptual (este estudio) hasta la operación normal del yacimiento según el caso de negocio 1. Se consideran 11 meses para el caso 2.

Durante la etapa de factibilidad se propone llevar a cabo los estudios sugeridos en este estudio, además de solucionar aspectos críticos del proyecto como los temas de servidumbres, derechos de agua, permisos de SERNAGEOMIN, etc.

Se considera necesaria la elaboración de un Plan de Ejecución de Proyecto (PEP) al comienzo de la etapa de Factibilidad.

Se considera necesaria la elaboración de un Plan de Operación de Proyecto (POP) al final de la etapa de Ingeniería de Detalles y Construcción.

Recordar que el caso 1 es con tratamiento propio y el caso 2 es con venta de mineral “run of mine” directamente al poder de compra de ENAMI en Rancagua.

Los tiempos resultantes sugieren la posibilidad de ejecutar ambos casos de negocio a la vez, con adaptaciones que no deberían ser mayores. Esto es:

- Se realiza la ingeniería del caso de negocio 1 mientras se ejecuta el caso 2, esto dado que el caso 2 requiere de menos ingeniería y casi nada de construcción.
- Los minerales entre la ley de corte del caso 1 y la ley de corte del caso 2 (ley mínima de ENAMI) se acopian como stockpile y se procesan una vez que la planta esté construida.
- La evaluación de esta alternativa debe ser realizada durante el período de ingeniería de alternativas.

## 14.1 Programas

### 14.1.1 Caso de negocio 1

#### 14.1.1.1 Programa maestro de proyecto

	Año 1												Año 2					Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Año 11	
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17											
<b>Planificación</b>																												
Estudio de alternativas	█																											
Aprobación de fondos Factibilidad	█																											
Formación Equipo de proyecto	█																											
Creación de PEP	█																											
Ingeniería de factibilidad	█																											
Aprobación de fondos	█																											
<b>Ejecución</b>																												
Creación de POP																												
Ingeniería de detalles																												
Adquisiciones																												
Construcción																												
<b>Puesta en Marcha</b>																												
Turn Over																												
Ramp up																												
<b>Operación</b>																												
<b>Cierre</b>																												
Cierre de botaderos																												
Estabilización de taludes																												
Desmantelamiento de instalaciones																												
Cierre de tranque de relaves																												
Monitoreo																												

Figura 101: Plan maestro de proyecto. Caso de negocio 1.

14.1.1.2 Programa de trabajo para futuros y trabajos, desarrollos y permisos

	Año 1												Año 2				
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
<b>Planificación</b>	[Barra verde]																
Estudio de alternativas	[Barra verde]	[Barra verde]															
Aprobación de fondos Factibilidad			[Barra verde]														
Formación Equipo de proyecto				[Barra verde]													
Creación de PEP				[Barra verde]	[Barra verde]												
Ingeniería de factibilidad				[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]									
<b>Estudios</b>																	
<b>Recursos</b>				[Barra verde]	[Barra verde]												
Modelamiento de vetas				[Barra verde]	[Barra verde]												
Simulaciones				[Barra verde]	[Barra verde]												
Análisis químicos zona este				[Barra verde]	[Barra verde]												
Trincheras				[Barra verde]	[Barra verde]												
<b>Diseño Minero</b>																	
Elevación de ángulo de talud					[Barra verde]	[Barra verde]											
Benchmark					[Barra verde]	[Barra verde]											
Modelamiento geotécnico					[Barra verde]	[Barra verde]											
<b>Procesamiento</b>																	
Flotación					[Barra verde]	[Barra verde]											
Pruebas de flotación zonas superiores					[Barra verde]	[Barra verde]											
Relaves en pasta					[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]									
Pruebas					[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]									
Ingeniería					[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]									
<b>Aspectos legales</b>																	
Situación de predios superficiales			[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]										
Servidumbres					[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]	[Barra verde]									
<b>Permisos</b>																	
<b>DGA</b>			[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]							
Derechos de agua			[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]							
Obras de captación			[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]							
<b>Sernageomin</b>						[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]									
Permiso de Operación						[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]									
Construcción Relaves						[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]									
Construcción Botaderos						[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]									
Manejo de explosivos												[Barra azul]	[Barra azul]				
<b>CONAMA</b>			[Barra azul]	[Barra azul]													
Carta de Pertinencia			[Barra azul]	[Barra azul]													
<b>SAG</b>			[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]												
Cambio de uso de suelo			[Barra azul]	[Barra azul]	[Barra azul]												
<b>Municipalidad Pencahue</b>								[Barra azul]									
Permiso de construcción								[Barra azul]									
Aprobación de fondos								[Barra roja]									
<b>Ejecución</b>										[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]			
Creación de POP										[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]	[Barra naranja]			

Figura 102: Plan de desarrollo de estudios y permisos de proyecto. Caso de negocio 1.

#### 14.1.1.3 Plan de cierre de faena

No se considera necesario definir el plan de cierre de faena en esta etapa de ingeniería. No obstante, se recomienda seguir la guía metodológica de SERNAGEOMIN para efectos de cierre de faena, que presenta todos los aspectos que se deben considerar y las acciones y tareas necesarias. La guía se encuentra en:

[http://www.SERNAGEOMIN.cl/pdf/guias\\_manuales\\_formularios/GuiaPresentacionProyectosCierre.pdf](http://www.SERNAGEOMIN.cl/pdf/guias_manuales_formularios/GuiaPresentacionProyectosCierre.pdf)

14.1.2 Caso de negocio 2

14.1.2.1 Programa maestro de proyecto

	Año 1												Año 2										Año 3																							
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27																			
<b>Planificación</b>	[Green bar]																																													
Estudio de alternativas	[Green bar]																																													
Aprobación de fondos Factibilidad	[Green bar]																																													
Formación Equipo de proyecto	[Green bar]																																													
Creación de PEP	[Green bar]																																													
Ingeniería de factibilidad	[Green bar]				[Green bar]																																									
Aprobación de fondos						[Red bar]																																								
<b>Ejecución</b>							[Orange bar]	[Orange bar]	[Orange bar]																																					
Creación de POP							[Orange bar]	[Orange bar]																																						
Ingeniería de detalles							[Orange bar]	[Orange bar]	[Orange bar]																																					
Adquisiciones							[Orange bar]	[Orange bar]	[Orange bar]																																					
Construcción							[Orange bar]	[Orange bar]	[Orange bar]																																					
<b>Puesta en Marcha</b>										[Dark Blue bar]																																				
Turn Over										[Dark Blue bar]																																				
Ramp up										[Dark Blue bar]																																				
<b>Operación</b>											[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]	[Dark Red bar]																			
<b>Cierre</b>																						[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]
Cierre de botaderos																						[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]
Estabilización de taludes																						[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]
Desmantelamiento de instalaciones																						[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]
Monitoreo																						[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]	[Pink bar]

Figura 103: Plan maestro de proyecto. Caso de negocio 2.



14.1.2.2 Programa de trabajo para futuros y trabajos, desarrollos y permiso

	Año 1											
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
<b>Planificación</b>												
Estudio de alternativas												
Aprobación de fondos Factibilidad												
Formación Equipo de proyecto												
Creación de PEP												
Ingeniería de factibilidad												
<b>Estudios</b>												
<b>Recursos</b>												
Modelamiento de vetas												
Simulaciones												
Análisis químicos zona este												
Trincheras												
<b>Diseño Minero</b>												
Elevación de ángulo de talud												
Benchmark												
Modelamiento geotécnico												
<b>Aspectos legales</b>												
Situación de predios superficiales												
Servidumbres												
<b>Permisos</b>												
<b>Sernageomin</b>												
Permiso de Operación												
Construcción Botaderos												
Manejo de explosivos												
<b>CONAMA</b>												
Carta de Pertinencia												
<b>SAG</b>												
Cambio de uso de suelo												
<b>Municipalidad Penciahue</b>												
Permiso de construcción												
Aprobación de fondos												

Figura 104: Plan de desarrollo de estudios y permisos de proyecto. Caso de negocio 2.

## **15 CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES**

### **15.1 Introducción**

Se recomienda avanzar en la recopilación información acerca de los dueños superficiales, para establecer las servidumbres respectivas. Se recomienda proteger el proyecto con pertenencias aledañas, sobre todo al norte.

### **15.2 Revisión bibliográfica**

Existe un buen número de métodos de explotación para vetas angostas que se pueden aplicar al yacimiento Santa Andrea cuando se estime conveniente explotarlo de forma subterránea. El método Cut and Fill es el que presenta mejores condiciones, debido a su versatilidad y a que es prácticamente el único posible de utilizar en yacimientos vetiforme con mala calidad de roca.

### **15.3 Geología**

Existe muy poca información acerca de la calidad de la roca. Se recomienda aprovechar el rajo recientemente excavado para medir el fracturamiento in situ de la roca y dureza de la roca mediante la extracción de testigos desde colpas.

### **15.4 Estimación de recursos**

Se recomienda efectuar estudios para evaluar la variabilidad de leyes y tonelajes mediante simulaciones condicionales.

Se recomienda analizar las muestras de la zona este por cobre. Este análisis se puede realizar de dos formas:

- Mediante un dispositivo de análisis químico móvil sería posible analizar todos los sondajes. Tiene un error grande pero da una idea de las leyes esperables.
- Enviar los sondajes de la zona este a análisis químico de laboratorio. Con esta opción se perderían los trozos restantes de los sondajes de esta zona.

Se recomienda cavar trincheras en las zonas escogidas para los rajos, de manera de obtener más muestras y mejorar la estimación además de subir la categorización de los recursos y disminuir la incertidumbre sobre los primeros meses de explotación.

## 15.5 Diseño minero y planificación

Desde un punto de vista económico, la explotación de ambas zonas es más rentable mediante minería a cielo abierto y los óptimos globales se encuentran bajo 150 TPD para el caso 1. Para el caso 2, el óptimo es directamente proporcional con el tonelaje diario.

Se recomienda analizar si existe la posibilidad de elevar el ángulo de talud global de los rajos dadas las condiciones geotécnicas de mala calidad de roca y la escasa profundidad de los rajos:

Mala calidad de roca

Baja profundidad de los rajos

Además, se conoce la faena Cerro Vanguardia que tiene taludes con ángulos muy elevados. Se sugiere realizar un estudio de benchmark entre este rajo y los rajos del proyecto para evaluar un aumento del ángulo de talud. Aún más, se podría visitar faenas pequeñas que tengan rajos similares y analizar los diseños y tecnología que permite elevar el ángulo de talud.

También se recomienda analizar la existencia de agua en los sectores de rajos, dado que podría implicar complicaciones desde el punto de vista geomecánico.

Si se completan los ensayos por cobre en la sección este, se recomienda re-optimizar los rajos de la zona este, pues podrían cambiar su geometría y profundidad.

Evaluar la posibilidad de una rampa de acceso con la forma de ranura. Es decir, que la rampa no salga del rajo mediante curvas, si no que lo haga en forma recta y continuando la dirección de una veta. De esta forma se podría disminuir la razón estéril mineral.

## 15.6 Procesamiento

El mejor método de procesamiento es un circuito de flotación, debido a que recupera ambas especies de interés y las pruebas demostraron que la recuperación de cobre y oro en las vetas es buena.

Se recomienda aprovechar el pequeño rajo existente y realizar test de Bond de las dos zonas del yacimiento. Para esto se requieren unos 30 kg de mineral. El test de Bond es un indicador de la energía que se consume en la conminución y sirve para el dimensionamiento de molinos y chancadores.

Se recomienda realizar más pruebas de flotación de ambas zonas del yacimiento. Considerar los resultados de los reactivos utilizados en el presente estudio y mejorar las condiciones de aire y espumante. Realizar test de ciclos de flotación.

Realizar descripciones mineralógicas de la sección superior de ambas zonas, pues varía con respecto a la zona inferior.

Se recomienda evaluar si explotar y procesar la zona superior del yacimiento o es mejor vender los minerales de esta zona como mineral ROM directamente a ENAMI.

Se recomienda realizar el diseño de un circuito de conminución-flotación-relaves y estimar los costos de procesamiento.

### **15.7 Disposición de botaderos y relaves**

No existen grandes limitantes para la ubicación de botaderos al costado de los rajos diseñados.

La tecnología de relaves en pasta presenta características favorables para su uso en el proyecto Santa Andrea, principalmente por sus características amigables con el medio ambiente y de estabilidad.

Un depósito de relaves en pasta se puede ubicar fácilmente en la propiedad.

### **15.8 Equipos, infraestructura y suministros**

Se recomienda analizar el suministro de agua con mayor detalle, especialmente lo referente a la opción de derechos de agua del estero Botalcura y de aguas subterráneas. Esto, debido a que el canal Pencahue no es una fuente fiable a lo largo del año.

Se recomienda analizar con mayor detalle el suministro eléctrico del proyecto. Para ello es importante esperar el resultado de la solicitud de factibilidad cursada a la empresa distribuidora del sector.

Se recomienda estudiar con mayor detalle todos los equipos necesarios en la planta de procesamiento, especialmente el dimensionamiento de los equipos mayores.

## **15.9 Costos**

Correspondientemente con la siguiente etapa de ingeniería, se recomienda afinar la estimación de costos, especialmente los costos de inversión del proyecto para ambas alternativas de negocio

Se recomienda estudiar con detalle el costo de transporte, pues es un factor crítico en el caso de negocio 2.

## **15.10 Evaluación económica**

La evaluación económica mostró que el proyecto no es viable para todos los casos.

### *15.10.1 Caso 1*

El proyecto no es rentable en un escenario de malas leyes y recuperaciones, aun con precios altos.

El proyecto sí es rentable en un escenario de precios bajos, siempre y cuando los costos sean bajos y leyes y recuperaciones sean medias o altas.

El proyecto es especialmente sensible a la recuperación, ley y precio del oro. Además los CAPEX son importantes.

### *15.10.2 Caso 2*

El proyecto es rentable en algunos escenarios.

El proyecto es especialmente sensible al costo de transporte. Esto, pues las distancias son muy grandes.

Dada la alta sensibilidad al costo de transporte, se recomienda evaluar la alternativa de vender mineral en el poder de compra de Rancagua, explotando tonelajes mucho más bajos, pero conservando un margen mayor, al ahorrar en transporte. Los resultados preliminares indican que puede ser una alternativa rentable en todos los escenarios de precios y producción.

## **15.11 Aspectos ambientales**

Por la capacidad de producción el proyecto no debería entrar al SEIA. No obstante, se debe presentar una solicitud de pertinencia a CONAMA.

El proyecto se encuentra en un área que presenta algunos desafíos ambientales, principalmente por el entorno agrícola, el poblado de Botalcura y la cercanía del Canal Pencahue.

Se recomienda avanzar en identificar el mayor número de permisos requeridos por el proyecto, y definir los tiempos y costos de los permisos identificados.

### **15.12 Análisis de riesgo**

Según el análisis de riesgo, el proyecto es especialmente sensible a riesgos ambientales, de comunidad y seguridad.

Se recomienda comenzar cuanto antes con el trabajo con la comunidad para lograr una inserción positiva en ésta.

Otro riesgo crítico es la recuperación metalúrgica en la zona superior. Para mitigar este riesgo, se recomienda realizar más pruebas metalúrgicas en ambas zonas superiores como se indicó en las recomendaciones de procesamiento.

Finalmente, la obtención de permisos y problemas legales con las servidumbres podrían frenar el desarrollo del proyecto. Se recomienda comenzar cuanto antes con la solicitud de permisos y los contratos de servidumbre, para evitar problemas una vez que el proyecto esté más desarrollado.

### **15.13 Generales**

El proyecto mostró ser una opción de negocio rentable en ambos casos de negocio. Para tener mayor seguridad al momento de invertir, se recomienda seguir con cuidado las recomendaciones expuestas anteriormente, sobre todo de los aspectos críticos analizados en el capítulo de Análisis de Riesgo.

Con los precios actuales, el proyecto podría ser un excelente negocio. Avanzar rápidamente en su ejecución sería muy favorable al aprovechar el escenario de altos precios.

Debido a que el proyecto es viable económicamente, se recomienda el paso a la siguiente etapa de Evaluación de Alternativas.

## 16 BIBLIOGRAFÍA

- 1] Magri, E. Summary Report Santa Andrea. 2004
- [2] McCarthy P L. 1993. Economics of Narrow Vein Mining. Proceedings Narrow Vein Mining Seminar, Bendigo, Victoria, pp 89-97.
- [3] Dirige, A. Ph. E, 1996. A proposed procedure for preliminary mining method selection for narrow veins. Mine Planning and Equipment Selection 1996. A.A. Balkema. pp 7-11
- [4] Strakoš, V., Faran, R. eds. 1997. Mine Planning and Equipment Selection 1997. Taylor & Francis. pp 129
- [5] Rubio, Enrique. 2010. Apuntes de Clases. Diseño de Cut and Fill.
- [6] Smith, M. ed. 2007. Methods for Underground Mining, Atlas Copco. Publisher Ulf Linder. pp 37.
- [7] Howard L. et al eds Hartman, Scott G. ed Britton, Jan M. ed Mutmansky. SME Mining engineering handbook, Volumen 2 SME, 1992. 988 páginas.
- [8] Howard L. Hartman, Jan M. Mutmansky. eds. Introductory Mining Engineering. John Wiley and Sons, 2002. 570 páginas.
- [9] William A. Hustrulid, Richard L. Bullock.
- [10] Stebbins, S. Schumacher, O. Cost Estimation for underground mines. Underground Mining Methods. SME, 2001. pp 47-59
- [11] Guía técnica de operación y control de depósitos de relaves. Sernageomín. 2007.
- [12] Slottee, S. Paste Thickener Rheology. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [13] Valdebenito, R. Aspectos relevantes para la aplicación de la tecnología de pasta. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [14] Slottee, S. Paste Thickener Design and Operation Selected to Achieve Downstream requirements. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.

- [15] Fuentes, R. Ruz, P. Comportamiento reológico de los relaves de alta densidad. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [16] Galaz, J. Introducción. Presentaciones Seminario de Disposición de Relaves en Pasta. Santiago de Chile. 2010.
- [17] EIA “Deposito de Relaves en Pasta Sector 5”, COEMIN. 2010.
- [18] Rayo, J. Fuentes, R. Orellana, R. Large Tailings Disposal-Conventional Versus Paste. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.
- [19] Barrera, S. Hills, R. Cerro Negro: Assesment of Beach Slope and Indetermination of the Operational Limits of Centrifugal Pumps. Proceedings Paste 2009. Viña del Mar, Chile. 2009.
- [20] Rochefort, G. Proyecto Santa Andrea Geología y Programa de Exploración. Minera Northern Resources. 1991.
- [21] Ip, Lan-Yen. Análisis QEMSCAN –PMA realizado a la muestra MC1 procedente de Santa Andrea.2011.
- [22] Kracht, W. Apuntes de Flotación, Curso MI52E Concentración de Minerales, Universidad de Chile. 2009.
- [23] Estudio “Plan Regulador Comunal Penciahue”, Proyecto – Memoria explicativa. Infracon S.A., 2006.



## 17 ANEXOS

En CD adjunto