



UNIVERSIDAD DE CHILE

FACULTAD DE CIENCIAS FISICAS Y MATEMATICAS

DEPARTAMENTO DE INGENIERIA DE MINAS

PROYECTO DE EXPANSIÓN PARA EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA DE
SULFUROS DE COBRE EN MINA RAFAELA

MEMORIA PARA OPTAR AL TITULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

JOSÉ MIGUEL IBARRA ROMERO

PROFESOR GUÍA:
FERNANDO SILVA CALONGE

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:
ELÍAS NEFTALÍ MOSCOSO CASTILLO
GONZALO MONTES-ATENAS

SANTIAGO DE CHILE
2021

**RESUMEN DE LA MEMORIA PARA OPTAR
AL TÍTULO DE:** Ingeniero Civil de Minas
POR: José Miguel Ibarra Romero
Fecha: Diciembre 2021
PROFESOR GUÍA: Fernando Silva Calonge

PROYECTO DE EXPANSIÓN PARA EXPLOTACIÓN SUBTERRÁNEA DE SULFUROS DE COBRE EN MINA RAFAELA

El presente estudio corresponde a una memoria de título para optar al título de Ingeniero Civil de Minas de la Escuela de Ingeniería de la Universidad de Chile, trabajo realizado en Mina Rafaela, faena ubicada en la comuna de Cabildo, provincia de Petorca, región de Valparaíso.

El trabajo consiste en realizar un análisis de la factibilidad de realizar una expansión de la producción de sulfuros de cobre de manera subterránea, para pasar de extraer aproximadamente 4.800 [tpm] a 24.000 [tpm]. Para ello se elige Shrinkage Stopping y Room and Pillar como métodos de explotación. Se definen los principales parámetros de cada método. Adicionalmente se calcula el ritmo de producción de maximiza el VAN, obteniéndose un ritmo de 800 [tpd]. Se definen las flotas de equipos, la perforación se realiza con equipos Jackleg y Jumbo, el manejo de mineral con equipo LHD LH410 y dumper TH315.

Respecto al procesamiento del mineral, se eligen los equipos requeridos

Se describe de manera general la infraestructura necesaria para la operación de la faena, polvorín, caminos, botaderos, red eléctrica, suministro de agua, oficinas, bodegas, talleres.

Al calcular los costos, se estima el costo mina en 18,59 [USD/ton], el costo de procesamiento es de planta en 27,45 [USD/ton] y el costo de capital para la mina es de MUSD 11,41.

La implementación del proyecto requiere la aprobación de permisos sectoriales, contratar personal clave y realización de contratos con proveedores, esto se detalla en el presente trabajo.

Al realizar la evaluación económica a 10 años, con tasa de descuento de 8%, precio promedio del cobre de 3,73 [USD/lb], ley media de alimentación 1,75% CuT, se obtiene un VAN de MUSD 94,70.

Se realiza un análisis de sensibilidad para determinar algunos de los parámetros más influyentes en la evaluación económica del proyecto, destacan el precio del cobre, la ley del mineral, la recuperación metalúrgica y ritmo de explotación. También se comentan algunas oportunidades y riesgos, algo relacionado con el análisis de sensibilidad.

Dada la importancia de la información geológica, se decide recomendar la realización de sondajes adicionales para ratificar el modelo actual.

El trabajo arroja una positiva evaluación técnico-económica del proyecto de expansión para la explotación de sulfuros de manera subterránea en Mina Rafaela.

AGRADECIMIENTOS

Quisiera expresar mi profundo agradecimiento a Don Jaime Silva Garín (Q.E.P.D.), por todas sus enseñanzas y por todo el apoyo brindado a mi formación como profesional, con quien pude aprender e impregnarme de esta pasión por la minería.

También agradezco a Don Fernando Silva por sus enseñanzas y por la oportunidad de realizar este trabajo junto a él.

Agradezco a los integrantes de mi comisión, Gonzalo y Elías.

A Katherine por su apoyo en esta cruzada, sin ella, nada de esto habría sido posible. A toda mi familia, en especial mis padres y hermanos.

Agradezco a la vida por haber tenido la oportunidad de conocer el mundo de la minería.

ABREVIATURAS

Fjs	: Fojas
[m]	: Metros
[ton]	: Toneladas
Ley Cu Ins	: Ley de cobre insoluble
VAN	: Valor presente neto
ROP	: Ritmo Óptimo de Producción
VOP	: Vida Óptima de Producción
[Mt]	: Millones de Toneladas
Ley Eq.	: Ley Equivalente
[tpd]	: Toneladas por Día
FO	: Factores Operacionales
[m/min]	: Metros por Minuto
[m ³ /min]	: Metros Cúbicos por Minutos
[m ³ /s]	: Metros Cúbicos por Segundo
Ley Ag	: Ley de Plata
[ppm]	: Partes por Millón
[m ²]	: Metro al cuadrado
[Mpa]	: Mega Pascales
[tpm]	: Toneladas por Mes
[t/h]	: Toneladas por Hora
[km]	: Kilómetros
[gr]	: Gramos
[USD]	: Dólar Americano
[MUSD]	: Millones de Dólares Americanos
[TIR]	: Tasa Interna de Retorno
[lb]	: Libra
[CUT]	: Cobre Total
[CUS]	: Cobre Soluble
RMR	: Rock Mass Rating
HW	: Hanging Wall (Pared Colgante)
FW	: Foot Wall (Pared de Pie)
EW	: End Wall (Frente de la Labor)
[mm]	: Milímetros
[mb]	: Metros Barrenados
[Hz]	: Hertz
[pulg]	: Pulgada
[RPM]	: Revoluciones por Minuto
TM	: Tonelada Métrica
US¢	: Centavos de Dólar Americano
TMS	: Tonelada Métrica Seca
ROM	: Run of mine

TABLA DE CONTENIDO

1. Introducción.....	1
1.1. Historia.....	1
1.2. Localización y Accesos	1
1.3. Clima, Flora y Fauna.....	1
1.4. Propiedad Minera	3
1.5. Geología Regional	4
1.6. Geología Local.....	5
1.7. Distrito Minero de Cabildo.....	6
1.8. Minería Actual	6
2. Objetivos y alcances	10
2.1. Objetivos Generales.....	10
2.2. Objetivos Específicos	10
2.3. Alcances.....	11
3. Marco teórico	12
3.1. Métodos de Explotación	12
3.2. Ritmo de Producción.....	20
3.3. Dimensionamiento de Equipos	22
3.4. Ventilación de Minas	25
4. DESARROLLO	29
4.1. Recursos y Reservas.....	29
4.2. Expansión de la Mina.....	34
4.3. Planta de Procesamiento	43
4.4. Infraestructura.....	44
4.5. Estimación de costo de operación.....	48
4.6. Estimación de costo de capital	51

4.7.	Implementación del proyecto	52
4.8.	Operación	54
4.9.	Evaluación Económica	56
4.10.	Oportunidades y Riesgos.....	61
	5. Recomendaciones y Futuros Trabajos.....	62
	6. Conclusiones.....	63
	7. Bibliografía.....	64
	8. Anexos.....	65
8.1.	Anexo A: Resumen de producción mensual de Mina Rafaela.....	65
8.2.	Anexo B: Información de Sondajes con Leyes de Cobre mayor a 0.5%	69
8.3.	Anexo C: Justificación geológica para estructuras tipo veta y mantos	73
8.4.	Anexo D: Aplicación de Método de Nicholas para selección de Método de Explotación.....	90
8.5.	Anexo E: Diseño de Método de Explotación.....	92
8.6.	Anexo F: Calculo de Ritmo Óptimo de Producción.....	103
8.7.	Anexo G: Dimensionamiento de Equipos Mina	105
8.8.	Anexo H: Selección de Equipos Planta de Procesamiento.....	111
8.9.	Anexo I: Planificación de la Producción.....	115
8.10.	Anexo J: Diagramas de Disparo.....	117
8.11.	Anexo K: Precio del Cobre	120
8.12.	Anexo L: Tarifa de Concentrados ENAMI	122
8.13.	Anexo M: Tarifa de Minerales Sulfurados de Cobre ENAMI	124
8.14.	Anexo N: Costos de Producción	126
8.15.	Anexo O: Venta de Mineral v/s Venta de Concentrado	134

8.16.	Anexo P: Flujo de Caja.....	136
8.17.	Anexo Q: Permisos Sectoriales	137
8.18.	Anexo R: Servidumbre de Ocupación	140
8.19.	Anexo S: Acta de Mensura de Pertenencias "Rafaela Uno al Cinco" 141	
8.20.	Anexo T: Calculo de Requerimiento de Ventilación.....	142
8.21.	Anexo U: Circuito de Ventilación para Labores de Shrinkage Stopping 144	
8.22.	Anexo V: Plano de Ubicación de Sondajes recomendados a realizar 145	

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1:	Ubicación Mina Rafaela.....	1
Tabla 2:	Detalle Concesiones mineras	3
Tabla 3:	Coordenadas linderos de "Rafaela Uno al Cinco" PSAD 56	3
Tabla 4:	Coordenadas de servidumbre de ocupación PSAD 56	4
Tabla 5:	Producción histórica de Mina Rafaela	7
Tabla 6:	Composición de aire puro y seco	25
Tabla 7:	Consumo de oxígeno en un individuo	25
Tabla 8:	Velocidad de ventilación	27
Tabla 9:	Resumen de campaña de sondajes año 2001 (8).....	30
Tabla 10:	Resumen de campaña de sondajes año 2012 (9)	31
Tabla 11:	Resumen de campaña de sondajes Externa.....	31
Tabla 12:	Resumen de estimación de recursos.....	33
Tabla 13:	Resumen de dimensionamiento de labores para Room and Pillar..	36
Tabla 14:	Dimensiones caserón de Shrinkage Stopping.....	39
Tabla 15:	Parámetros para cálculo de ritmo de producción.....	40
Tabla 16:	Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de Taylor	40

Tabla 17: Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de Mackenzie	41
Tabla 18: Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de López-Jimeno	41
Tabla 19: Detalle equipos requeridos para perforación y extracción de mineral.....	41
Tabla 20: Resumen de requerimiento de caudal de ventilación para Mina Rafaela.....	42
Tabla 21: Desglose de costo de producción actual y estimado.....	49
Tabla 22 Desglose de estimación de costo de desarrollo para labor de 2,5x2,5m.....	49
Tabla 23: Estimación de Costo de Capital Mina	51
Tabla 24: Dotación requerida para trabajo en la mina.....	54
Tabla 25: Dotación requerida para trabajo en la planta	55
Tabla 26: Dotación requerida para trabajo administrativo.....	55
Tabla 27: Parámetros utilizados para evaluación económica de caso base....	56
Tabla 28: Estimación de Costo de Capital Planta	59
Tabla 29: Estimación costo de operación de planta.....	60
Tabla 30: Detalle de sondajes recomendados a realizar.....	62
Tabla 31: Resumen de producción mensual de Mina Rafaela.....	65
Tabla 32: Resumen de tramos de sondajes con leyes de cobre superior a 0.5%.....	69
Tabla 33: Definición Estructura Tren al Sur 1.....	73
Tabla 34: Definición Estructura Tren al Sur 2.....	75
Tabla 35: Definición Estructura Tren al Sur 3.....	77
Tabla 36: Definición Estructura Galápagos 1	78
Tabla 37: Definición Estructura Galápagos 2	80
Tabla 38: Definición Estructura Galápagos 3	82
Tabla 39: Definición Estructura Fortaleza 1	83
Tabla 40: Definición Estructura Fortaleza 2	85
Tabla 41: Definición Estructura Fortaleza 3	86
Tabla 42: Parámetros de entrada para Método de Nicholas caso Vetas	90

Tabla 43: Resultados de aplicación de Método de Nicholas para el caso Vetas	90
Tabla 44: Parámetros de entrada para Método de Nicholas caso Mantos	91
Tabla 45: Resultados de aplicación de Método de Nicholas para el caso Mantos	91
Tabla 46: Resultados de diseño de Room and Pillar	94
Tabla 47: Clasificación de roca según RQD	96
Tabla 48: Determinación de coeficiente JN	96
Tabla 49: Determinación del coeficiente JR.....	96
Tabla 50: Determinación del coeficiente JA.....	97
Tabla 51: Cálculo de Q'	99
Tabla 52: Factores de ajuste para cálculo de N'	99
Tabla 53: Dimensiones proyectada de labores.....	100
Tabla 54: Valores de radio hidráulico y N'	100
Tabla 55: Costos utilizados para cálculo de VAN v/s Ritmo de producción....	103
Tabla 56: Estimación de ley de corte	103
Tabla 57: Relación entre ritmo mina y VAN	104
Tabla 58: Características Jumbo Sandvik DD2711	105
Tabla 59: Características de frente de perforación para Room and Pillar	106
Tabla 60: Rendimiento y número de jumbos requeridos	106
Tabla 61: Características perforadora YT-27	107
Tabla 62: Tiempo de perforación con maquina YT-27	107
Tabla 63: Producción con máquina perforadora YT-27.....	107
Tabla 64: Características LHD Toro 007	108
Tabla 65: Dimensionamiento de equipos LHD	109
Tabla 66: Características Dumper 16TD.....	109
Tabla 67: Dimensionamiento de equipos Dumper	110
Tabla 68: Rendimiento Dumper	110
Tabla 69: Características buzón de acopio de mineral de alimentación de Chancado Primario	111
Tabla 70: Características de Chancador primario.....	111

Tabla 71: Características de buzón de acopio de mineral para chancado secundario	111
Tabla 72: Características de chancador secundario.....	111
Tabla 73: Características de harnero vibratorio primario	112
Tabla 74: Características chancador terciario.....	112
Tabla 75: Características de harnero vibratorio secundario.....	112
Tabla 76: Características molino de boas principal.....	112
Tabla 77: Características de hidrociclones.....	113
Tabla 78: Características de molino de bolas de remolienda	113
Tabla 79: Características de acondicionador.....	113
Tabla 80: Características de celda de flotación	114
Tabla 81: Dimensiones y tonelaje de cada caserón de Shrinkage Stopping....	115
Tabla 82: Requerimiento de desarrollo previo a explotación de caserón	115
Tabla 83: Secuencia de desarrollos para la preparación de caserón de Shrinkage Stopping.....	116
Tabla 84: Equivalencia de explosivos a Amongaletina al 60% medida en gramos (10).....	118
Tabla 85: Gasto de explosivo para diferentes largos de perforación	118
Tabla 86: Rendimientos esperados de tronadura.....	119
Tabla 87: Resumen de costo de producción Mina Rafaela año 2019 expresado en USD/Ton.....	127
Tabla 88: Resumen de costo de producción Mina Rafaela año 2020 expresado en USD/Ton.....	128
Tabla 89: Parámetros para análisis de opciones de venta	134
Tabla 90: Evaluación Económica caso Venta de Mineral ROM.....	135
Tabla 91: Flujo de caja de proyecto de expansión Mina Rafaela.....	136
Tabla 92: Permisos Sectoriales por Organismo.....	137
Tabla 93: Requerimiento de ventilación por utilización de equipos con motor de combustión interna.....	142
Tabla 94: Requerimiento de ventilación por respiración humana.....	142
Tabla 95: Requerimiento de ventilación por producción	143

Tabla 96: Requerimiento de ventilación por consumo de explosivos	143
--	-----

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Climograma Cabildo (2)	2
Figura 2: Diagrama de temperatura de Cabildo (2)	3
Figura 3: Columna estratigráfica de Formación Lo Prado (3).....	5
Figura 4: Gráfico de producción histórica de Mina Rafaela	8
Figura 5: Gráfico de producción histórica de finos Mina Rafaela.....	8
Figura 6: Plano de principales labores en Mina Rafaela	9
Figura 7: Gráfico de Sistema de Clasificación de Morrison	13
Figura 8: Diagrama de flujo de Sistema de Clasificación de Hartman.....	14
Figura 9: Layout típico de caserón de Shrinkage Stopping (7).....	16
Figura 10: Layout típico de Room and Pillar (7)	18
Figura 11: Sección Este-Oeste de calles de Room and Pillar con rumbo Norte-Sur.....	35
Figura 12: Disposición en planta y parámetros de diseño Room and Pillar	36
Figura 13: Sección transversal de caserón de Shrinkage Stopping.....	37
Figura 14: Sección longitudinal de caserón de Shrinkage Stopping	38
Figura 15 Vista en planta caserón Shrinkage Stopping	39
Figura 16: Secuencia de explotación de Shrinkage Stopping	40
Figura 17: Diagrama en bloque de procesos.....	43
Figura 18: Estructura organizacional Mina Rafaela.....	54
Figura 19: Sensibilidad del VAN a la variación de la ley de Mineral.....	57
Figura 20: Sensibilidad del VAN a la variación de la Recuperación Metalúrgica	57
Figura 21: Sensibilidad del VAN a la variación del Precio del Cobre	58
Figura 22 Sensibilidad del VAN al Ritmo de Explotación	58
Figura 23: Estructura Tren al Sur 1	73
Figura 24: Estructura Tren al Sur 2	76
Figura 25: Estructura Tren al Sur 3	77

Figura 26: Estructura Galápago 1	78
Figura 27: Estructura Galápagos 2.....	81
Figura 28: Estructura Galápago 3.....	82
Figura 29: Estructura Fortaleza 1	84
Figura 30: Estructura Fortaleza 2	85
Figura 31: Estructura Fortaleza 3	86
Figura 32: Mantos mineralizados asociados a vetas 1 y 6, vista al Norte.....	87
Figura 33: Mantos mineralizados asociados a vetas 2, 3 y 4, vista al Norte .	87
Figura 34: Manto mineralizado asociado a veta 5, vista al Norte	88
Figura 35: Manto mineralizado asociado a veta 7, vista al Norte	88
Figura 36: Mantos mineralizados asociados a vetas 8 y 9, vista al Norte.....	89
Figura 37: Disposición y parámetros de diseño Room and Pillar.....	92
Figura 38: Gráfico para obtención de factor A.....	97
Figura 39: Gráfico para obtención de factor B.....	98
Figura 40: Gráfico para obtención de factor C	98
Figura 41: Gráfico de estabilidad para diseño de caserón de Shrinkage Stopping.....	100
Figura 42: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 1	101
Figura 43: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 2	101
Figura 44: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 3.....	102
Figura 45: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 4.....	102
Figura 46: Gráfico de Ritmo mina v/s VAN.....	104
Figura 47: Vista de equipo jumbo Sandvik DD2711	105
Figura 48: Perforadora YT-27.....	106
Figura 49: Equipo LHD Sandvik LH410	108
Figura 50: Equipo dumper 16TD	109
Figura 51: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista frontal.....	117

Figura 52: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista en planta	117
Figura 53: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista perfil	118
Figura 54: Evolución del precio del cobre	120
Figura 55: Gráfico de distribución de costos de producción Mina Rafaela año 2019.....	126
Figura 56: Gráfico de distribución de costos de producción Mina Rafaela año 2020.....	129
Figura 57: Gráfico relación entre costo de producción y producción en Mina Rafaela años 2019 y 2020.	130
Figura 58: Gráfico de costo de producción v/s producción desde enero 2019 a diciembre 2020.....	131
Figura 59: Gráfico de consumo de petróleo v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.	131
Figura 60: Gráfico de consumo de explosivo v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.	132
Figura 61: Gráfico de costo de mano de obra v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.	132
Figura 62: Gráfico de productividad v/s costo producción desde enero 2019 a diciembre 2020.....	133
Figura 63: Carátula de sentencia de Servidumbre de Ocupación	140
Figura 64: Circuito de Ventilación para labores de Shrinkage Stoping	144
Figura 65: Ubicación de sondajes recomendados a realizar	145

1. INTRODUCCIÓN

1.1. Historia

Los registros de las primeras explotaciones en Mina Rafaela se remontan a los años 40, probablemente se trató de explotaciones esporádicas hasta que el año 1945 la compañía francesa Du M'zaita retoma la producción y alcanza a extraer 3.000 toneladas por mes con leyes de cobre insoluble superiores a 3%. Los métodos de explotación empleados fueron principalmente caserones y pilares, y también caserones.

Mina Rafaela luego pasó a ser propiedad de varias empresas hasta que el año 2005 es adquirida por Minera Rafaela S.A., a quien pertenece hasta la actualidad.

1.2. Localización y Accesos

Mina Rafaela se ubica en la cordillera de la costa en la región de Valparaíso, provincia de Petorca, comuna de Cabildo, está a unos 4,7 Km al sur de Cabildo, para llegar a ella hay que adentrarse 3,5 km por un camino pavimentado hasta la localidad de Peñablanca y luego en un camino de tierra que se encuentra en buenas condiciones unos 11 km por la quebrada del Cobre.

Tabla 1: Ubicación Mina Rafaela

Región	Valparaíso
Provincia	Petorca
Comuna	Cabildo
Localidad	Peñablanca
Quebrada	Del Cobre
Nombre Pertenencias	Rafaela 1 al 5
Faenas Cercanas	Margarita-Carmen y Peumo
Coordenadas Portal (UTM PSAD 56; H19)	
Norte	6.420.460
Este	305.460

El camino se encuentra en buen estado en su mayor parte, debido la presencia se varias faenas mineras en los alrededores, por lo tanto, no hay mayores impedimentos para contar con abastecimiento de todo tipo.

1.3. Clima, Flora y Fauna

El clima se caracteriza por una baja humedad atmosférica, cielos limpios y alta luminosidad. A lo largo del año las precipitaciones son escasas e

irregulares, principalmente en invierno. No existe mayor influencia del mar, por lo tanto hay gran amplitud térmica tanto durante el día como durante el año (1). El gráfico de la Figura 1 muestra con la línea roja la temperatura media a lo largo del año y la precipitación media a través del gráfico de barras. En la Figura 2 se muestra la amplitud térmica durante el día en la comuna de Cabildo.

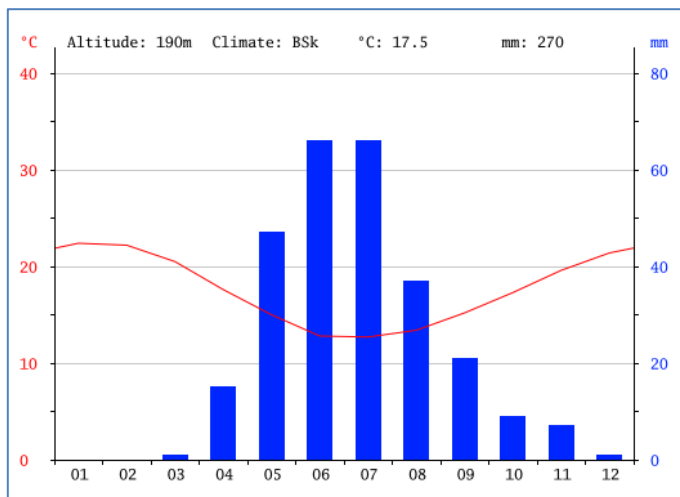


Figura 1: Climograma Cabildo (2)

Dado el largo periodo de escasas lluvias, domina un ambiente semi árido. En el sector se aprecian matorrales esteparios arborescentes de tipo esclerófilo, mayormente en las laderas orientadas al sur. Destacan cactáceas como el quisco, plantas espinosas como espinillo, gavilla y cuerno de cabro, especies xerófilas como el churco, carbonillo, colliguay, chagual, guayacán, molle, pimienta, litre, quillay y espino.

Respecto a la fauna destaca el guanaco, aunque en la actualidad se encuentra mayormente en las zonas altas, además aves como la tenca, la loica chilena, aguilucho común, águila, cóndor, codorniz, tortola, perdiz y torcaza. Otras especies como lagartija, culebra de cola larga y roedores, vizcachas, zorros y pumas.

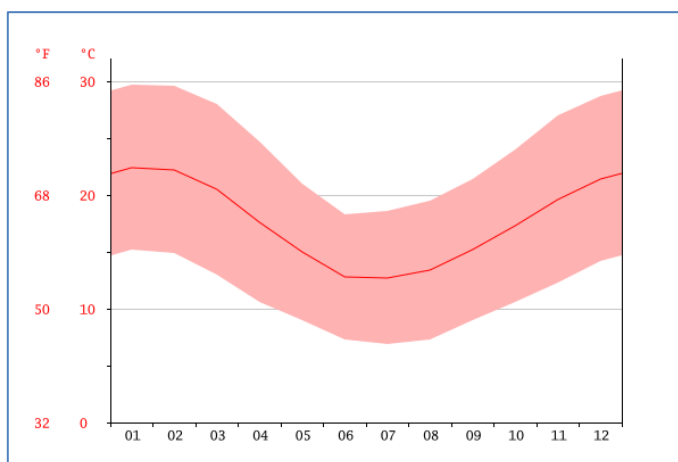


Figura 2: Diagrama de temperatura de Cabildo (2)

1.4. Propiedad Minera

Como se mencionó en el capítulo 1.1, la propiedad minera "Rafaela Uno al Cinco" data del año 1945, consta de 25 hectáreas y actualmente es propiedad de Minera Rafaela S.A. Estas pertenencias tienen doscientos cincuenta metros de ancho con rumbo Este 6° Norte y mil metros de largo con rumbo Norte 6° Oeste.

Tabla 2: Detalle Concesiones mineras

Concesión	Rol Nacional	Concesionario	Inscripción
Rafaela del 1 al 5	05403-0349-5	Minera Rafaela S.A.	Fjs 0017 V N° 0014, año 1945. Conservador de minas de la Ligua

Tabla 3: Coordenadas linderos de "Rafaela Uno al Cinco" PSAD 56

Lindero	Norte	Este
L1	6.402.057	305.525
L2	6.402.035	305.775
L3	6.403.055	305.675
L4	6.403.077	305.425
Área	25 hectáreas	

Adicionalmente se cuenta con una servidumbre de ocupación en donde se emplaza el campamento, además del acceso al polvorín y otras instalaciones.

Tabla 4: Coordenadas de servidumbre de ocupación PSAD 56

Lindero	Norte	Este
L1	6.402.550	305.487
L2	6.402.550	305.537
L3	6.403.350	305.487
L4	6.403.350	305.537
Área	25 hectáreas	

En el anexo 8.18 aparece la carátula de la sentencia de la Servidumbre de Ocupación. Además, en el anexo 8.19 se muestra el Acta de Mensura de las Pertenencias "Rafaela Uno al Cinco".

1.5. Geología Regional

El sector en que se ubica Mina Rafaela es dominado por estratificación de rocas volcánicas y sedimentarias que pertenecen al Mesozoico y Cenozoico, que se depositaron durante el ciclo andino debido a trasgresiones y regresiones.

El yacimiento se ubica en la base de la formación Lo Prado, en la Figura 3 se aprecia la columna estratigráfica correspondiente.

En los sectores costeros se identifican depósitos atribuibles al Mioceno-Plioceno, que se pueden relacionar con desembocaduras de grandes ríos. La cubierta cuaternaria corresponde a depósitos de playa, fluviales, glacio-fluviales y abundantes depósitos de remoción en masa.

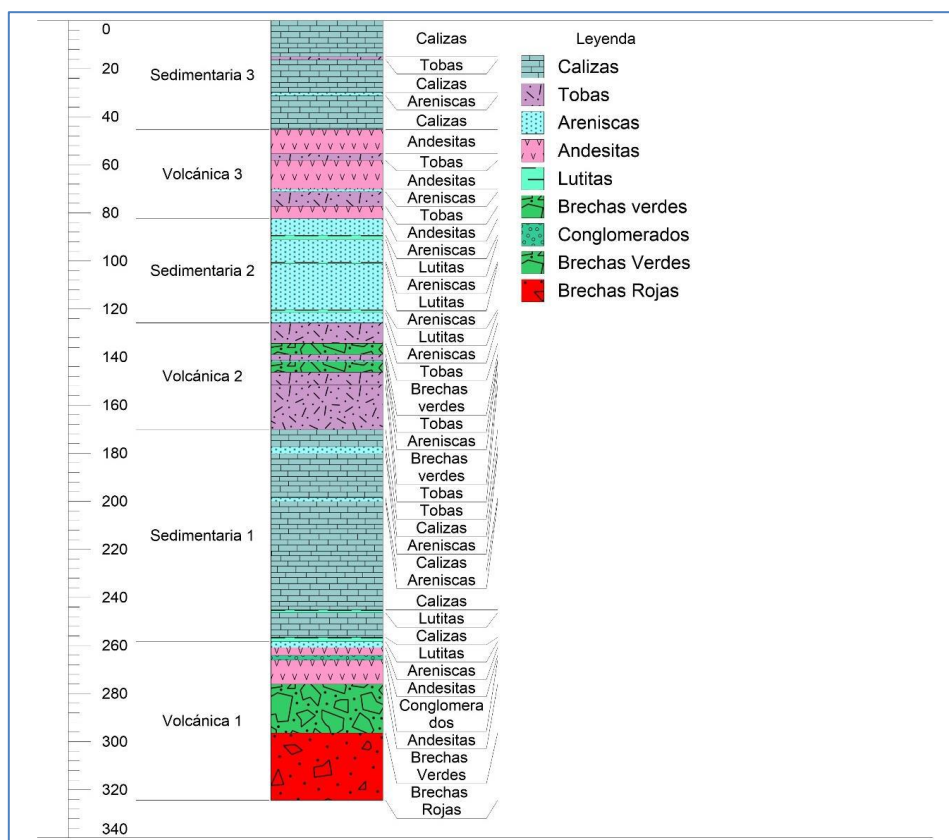


Figura 3: Columna estratigráfica de Formación Lo Prado (3)

1.6. Geología Local

El distrito minero de Cabildo se ubica en la cordillera de la costa, en la región de Valparaíso. La secuencia estratigráfica presente se compone de las formaciones Pachacana, Lo Prado y Veta Negra. La secuencia se encuentra intruida por cuerpos plutónicos que posiblemente influyeron en la formación de yacimientos en el sector.

La Formación Pachacana es una secuencia volcanoclástica continental que consiste principalmente de brechas, tobas y lavas andesíticas. La Formación Lo Prado consiste en una secuencia volcano-sedimentaria transgresiva compuesta de calcilutitas negras, calcarenitas grises, brechas y/o andesitas afaníticas y niveles de tobas rojizas. Por su parte la Formación Veta Negra consiste de andesitas con intercalaciones de volcarenitas, conglomerados y brechas.

Producto de la formación de un arco volcánico, se produjo una gran acumulación volcánica, subsidencia y una posterior transgresión que daría origen a la Formación Lo Prado. Se satura la cuenca con gran producción volcánica dando origen a la Formación Veta Negra. Producto de la subsidencia se desarrolla un metamorfismo de muy bajo grado.

Respecto a la mineralización del sector, hasta el momento se ha clasificado como Skarn. La teoría indica hasta el momento, la presencia de alimentadores, que corresponden a vetas mineralizadas subverticales, hallándose al menos tres familias de vetas, con rumbo Norte-Sur, Nor-Este y Nor Weste. La mineralización en estos alimentadores es de Calcopirita y Bornita, con halo gradacional de pirita. En este caso se aprecia generalmente la presencia de calcita, lo que se atribuye a la actividad hidrotermal que habría dado origen a la mineralización.

Los alimentadores a su vez forman mantos mineralizados en los contactos de paquetes de Andesitas con Calizas en la Formación Lo Prado. El alimentador tiene una cierta área de influencia en la zona de contacto, dependiendo de la intensidad de los fluidos hidrotermales que dieron origen a la mineralización. En el caso de los mantos mineralizados, destaca la presencia de Calcopirita y con halos de Pirita.

1.7. Distrito Minero de Cabildo

La actividad minera en Cabildo se remonta incluso antes de la fundación de la ciudad en el año 1894 y de la llegada de los españoles, ya existían algunas explotaciones indígenas principalmente de yacimientos cupríferos y auríferos (4).

La explotación de minerales metálicos corresponde a cobre, oro y plata, y en el caso de minerales no metálicos se explota cuarzo, feldespato, carbonatos y talcos.

A mediados del siglo XIX, se exportaban por las costas de Papudo casi 600 toneladas de Eje y 100 toneladas de cobre en barra. En ese entonces existían no menos de 65 minas en operación y 10 fundiciones. La mina más importante de la época fue la del cerro La Ñipa, y los principales hornos Curtunco, San Lorenzo, La Patagua y Pitilemu (5).

En la actualidad existe el poder de compra de ENAMI Cabildo, y además el poder de compra de Cerro Negro y Compañía Minera Las Cenizas. Los minerales de cobre sulfurados y oxidados se procesan mayoritariamente en las plantas de Cenizas, La Patagua y Cerro Negro, que corresponden a las principales faenas del distrito. También en las cercanías se ubica El Bronce de Petorca de Compañía Minera Can Can y Mina Pullally de CEMIN, las principales faenas auríferas de la zona.

1.8. Minería Actual

Actualmente Mina Rafaela es una faena en operación, que ha aumentado su producción significativamente en los últimos años gracias a la mecanización y a una serie de medidas como por ejemplo la incorporación de personal

capacitado, lo que se ha traducido en un aumento de la producción y una disminución de los costos de producción.

La Tabla 5 muestra un resumen de la producción histórica de la mina.

En el pasado reciente se explotaron sectores mediante Room and Pillar, y hoy en día se realiza explotación mediante caserones. Se tienen cerca de 4.000 [m] de túneles, chimeneas y piques. La Figura 6 es una vista en planta de las principales labores existentes, en su mayoría túneles horizontales, pero también una cantidad importante de chimeneas y rampas.

Tabla 5: Producción histórica de Mina Rafaela

Año	Producción [ton]	Finos Cu [Ton]	Ley Cu Ins [%]	Ley Ag [ppm]
2006	1.298	20,2	1,55%	13,6
2007	1.530	23,1	1,51%	13,8
2008	2.142	31,9	1,49%	4,3
2009	1.490	21,6	1,45%	11,5
2010	2.383	30,0	1,26%	10,2
2011	3.672	51,7	1,41%	13,3
2012	3.528	51,8	1,47%	12,2
2013	12.401	274,2	2,21%	19,2
2014	12.408	269,4	2,17%	17,8
2015	8.794	148,7	1,69%	10,1
2016	9.026	154,0	1,71%	10,8
2017	19.625	428,9	2,19%	19,3
2018	21.234	418,2	1,97%	18,1
2019	59.803	1.016,9	1,70%	15,3
2020	59.915	1.055,5	1,76%	17,1
Total	159.335	2.940,5	1,85%	15,6

Se aprecia que en el año 2013 existe una importante alza en la producción, tanto en toneladas como en ley de cobre, esto es contrario a lo que se podría esperar en un caso general, sin embargo, la razón es que en dicho año se comienza a explotar las vetas mineralizadas, que como se ha explicado anteriormente, ofrecen mineral de alta ley, principalmente por la presencia de bornita.

Desde el año 2013 a la fecha, hay un aumento casi paulatino de la producción, a pesar que ocurrir una baja en el tonelaje en los años 2015 y 2016, se logra retomar el aumento de la producción hasta el año 2020.

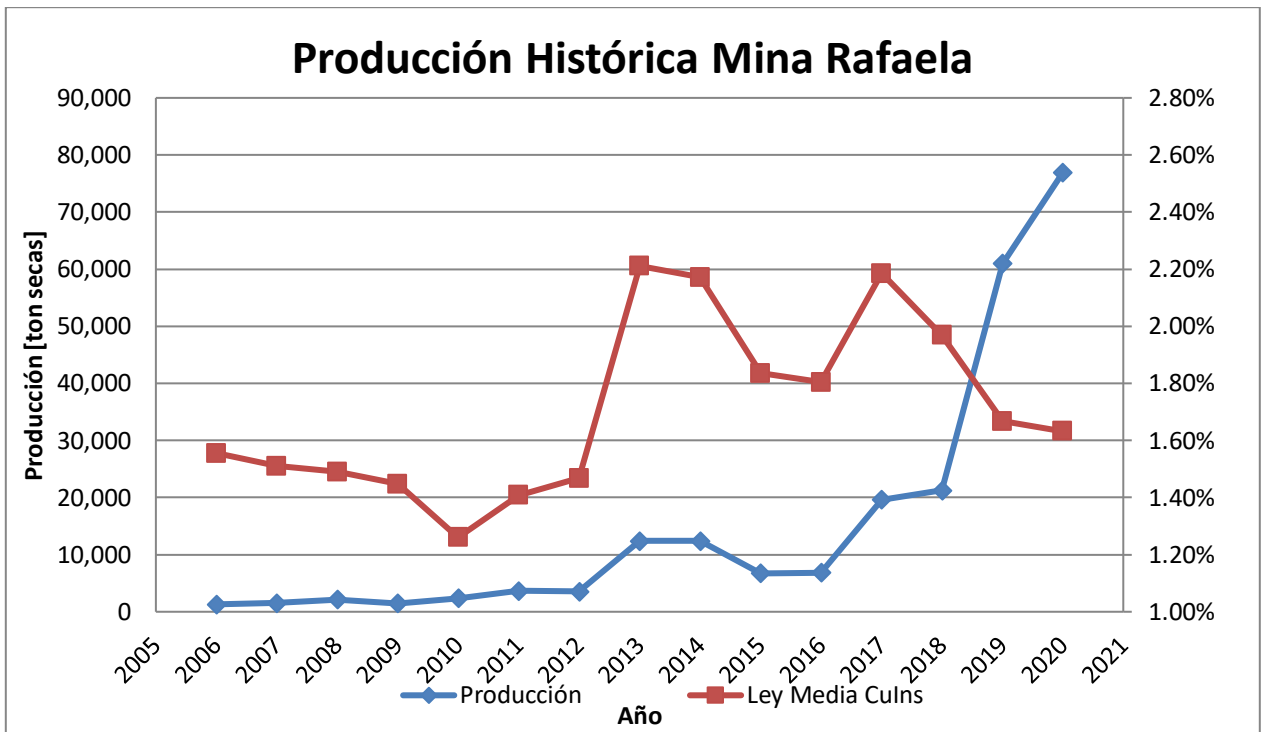


Figura 4: Gráfico de producción histórica de Mina Rafaela



Figura 5: Gráfico de producción histórica de finos Mina Rafaela

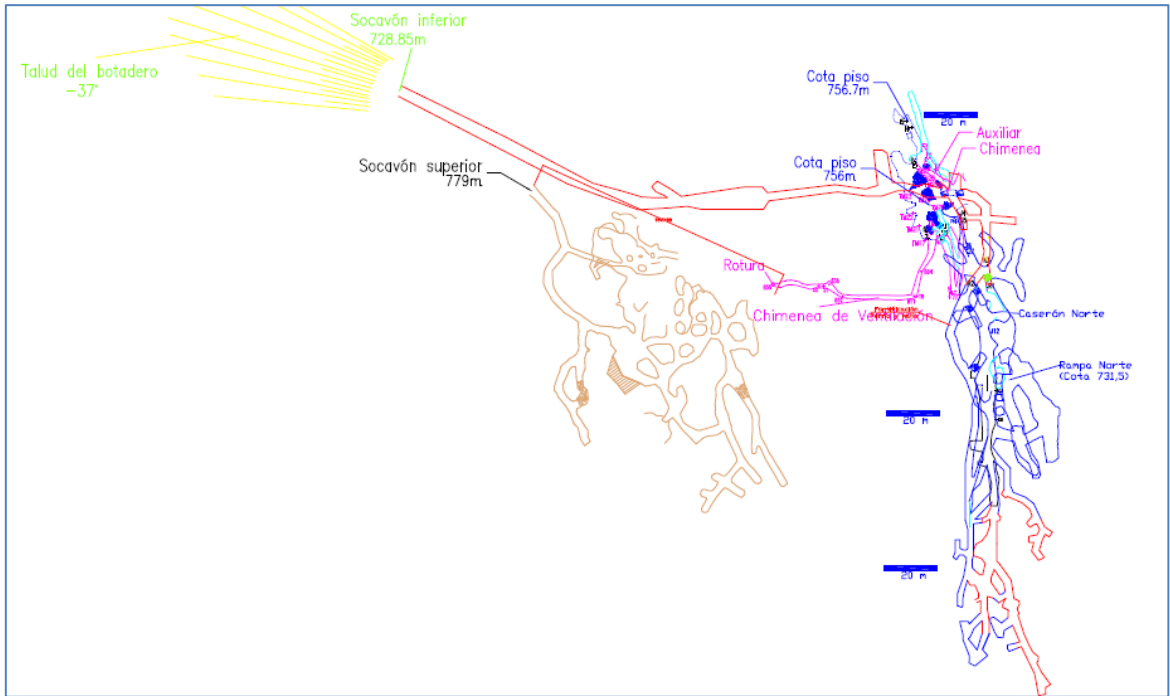


Figura 6: Plano de principales labores en Mina Rafaela

2. OBJETIVOS Y ALCANCES

2.1. Objetivos Generales

Definir un plan de negocio a un plazo de diez años, generando un estudio que permita ejecutar el proyecto de expansión de Mina Rafaela.

Determinar la factibilidad técnica y económica para la explotación de vetas y mantos mineralizados con sulfuros de cobre en Mina Rafaela.

Abordar los temas generales que se deben considerar para realizar una explotación a nivel de mediana minería.

2.2. Objetivos Específicos

Para alcanzar el objetivo general se requiere cumplir con varios objetivos específicos, de manera de generar un estudio consistente y sólido.

- **Revisión de la estimación de recursos y reservas**, dicho punto es la base de todo estudio posterior, es muy importante contar con información de la mejor calidad posible.
- **Diseño del método de explotación**, definir un método de explotación adecuado, considerando factores geotécnicos y productivos.
- **Determinar ritmo de explotación**, que permita maximizar el beneficio económico del proyecto.
- **Definir el sistema de manejo de mineral**, sujeto al método y ritmo de explotación.
- **Identificar los principales Permisos**, que se deben gestionar.
- **Calculo de costos**, de capital y de operación.

2.3. Alcances

El alcance del proyecto considera inicialmente determinar los recursos y reservas de minerales de sulfuro, con lo que posteriormente se realizarán los siguientes pasos que permiten definir un plan de negocio:

- Revisión de estimación de recursos.
- Diseño de método de explotación.
- Determinación de ritmo de extracción.
- Dimensionamiento de flota de equipos y personal.
- Determinación de requerimientos de ventilación.
- Estimar inversiones y costos de operación.
- Realizar evaluación económica.
- Operación (estructura).
- Análisis de riesgos y oportunidades.
- Proponer eventuales oportunidades de mejora de información.

3. MARCO TEÓRICO

3.1. Métodos de Explotación

El método de explotación es la secuencia y estrategia conjunta que permite extraer mineral de la forma más eficiente posible. Esto se lleva a cabo por medio de un conjunto de operaciones unitarias, que mediante ciclos repetitivos permiten lograr el objetivo de extraer el mineral de interés.

Un sistema de explotación minera racional se define a partir de la forma del cuerpo mineralizado, factores geomecánicos, calidad de la mineralización, ubicación, etc. Al tiempo que busca productividad y economía, debe ceñirse al cumplimiento de las normas de seguridad. Por tanto, debe dar respuesta a la necesidad de extracción de mineral en cantidad y calidad suficiente para rentabilizar la operación de la faena minera.

La elección de un método de explotación en particular depende de un sin número de factores, entre los que se cuentan características físicas y geológicas del yacimiento, aspectos geomecánicos, presencia de agua, costos asociados, características ambientales, etc.

El método a utilizar debe considerar y permitir lo siguiente:

- Generar accesos seguros de los trabajadores a los puntos de trabajo.
- Mantener la estabilidad de los laboreos de desarrollo y producción.
- Obtener una adecuada recuperación de las reservas de mineral.
- Obtener una adecuada ventilación de los frentes de trabajo.
- Permitir realizar con economía y seguridad el carguío y transporte del mineral.
- Permitir la instalación segura de redes de servicios y drenaje; y
- Permitir dar solución a otros problemas inherentes a la explotación.
- Permitir una explotación selectiva, minimizando la dilución.

Generalmente, la forma y el tamaño de los yacimientos condicionan la selección del método minero más adecuado y la secuencia de extracción.

Una vez que se ha seleccionado el método de explotación, la calidad de la roca mineralizada y de cajas y otros aspectos que tienen que ver con el sistema de extracción a aplicar, son los que condicionan el diseño y tamaño de las labores mineras de desarrollo, preparación y explotación.

3.1.1. Selección de Método de Explotación

Entre las técnicas para seleccionar el método de explotación, se cuentan principalmente:

- I. Sistema de clasificación de Boshkov y Wright (1973): Se basa principalmente en el espesor del mineral, inclinación, resistencia de la roca mineralizada y roca caja.

- II. Sistema de Clasificación de Morrison: Utiliza un gráfico de selección que clasifica en tres grupos los principales métodos de extracción, soporte de pilares rígidos, hundimiento controlado y frente largo, y hundimiento.

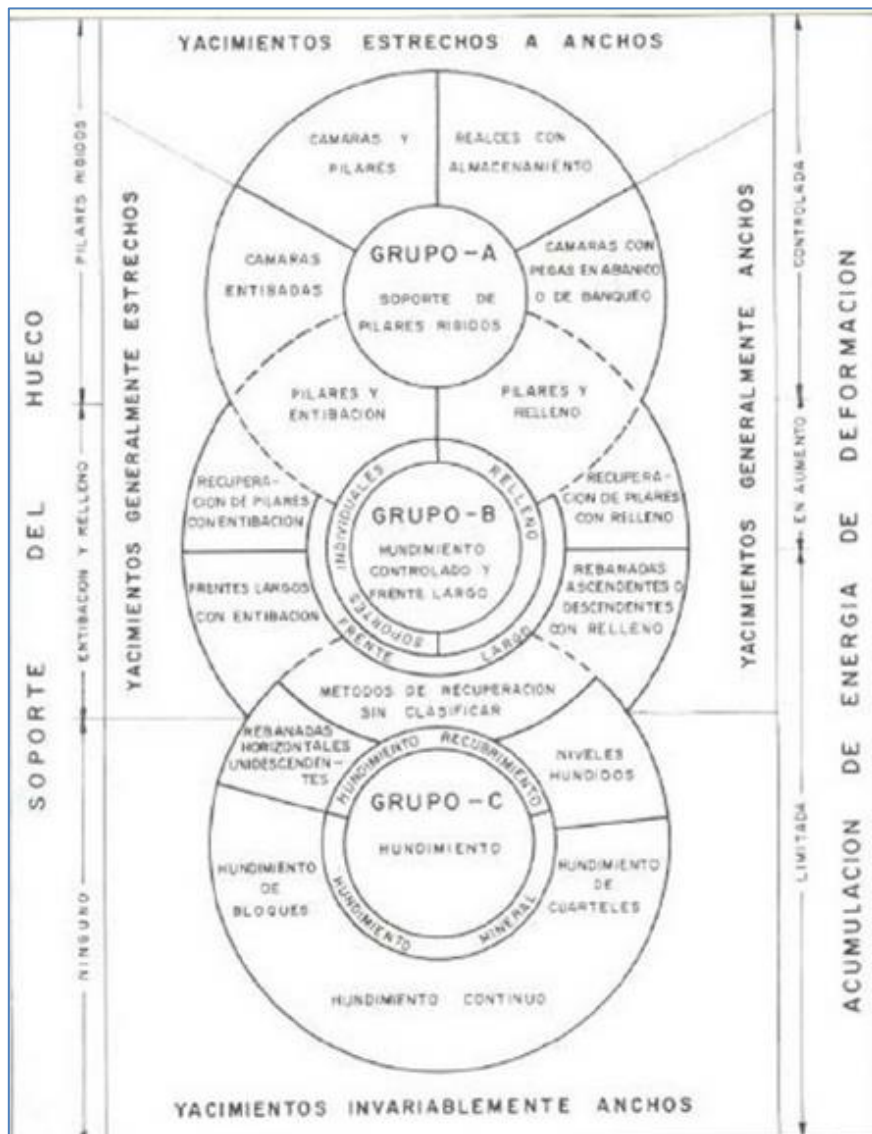


Figura 7: Gráfico de Sistema de Clasificación de Morrison

- III. Sistema de Clasificación de Hartman (1987): Consiste en un diagrama de flujo de selección del método extractivo, que se basa en la geometría y condiciones del yacimiento. Se trata de un método cualitativo, el autor lo recomienda como una primera aproximación.

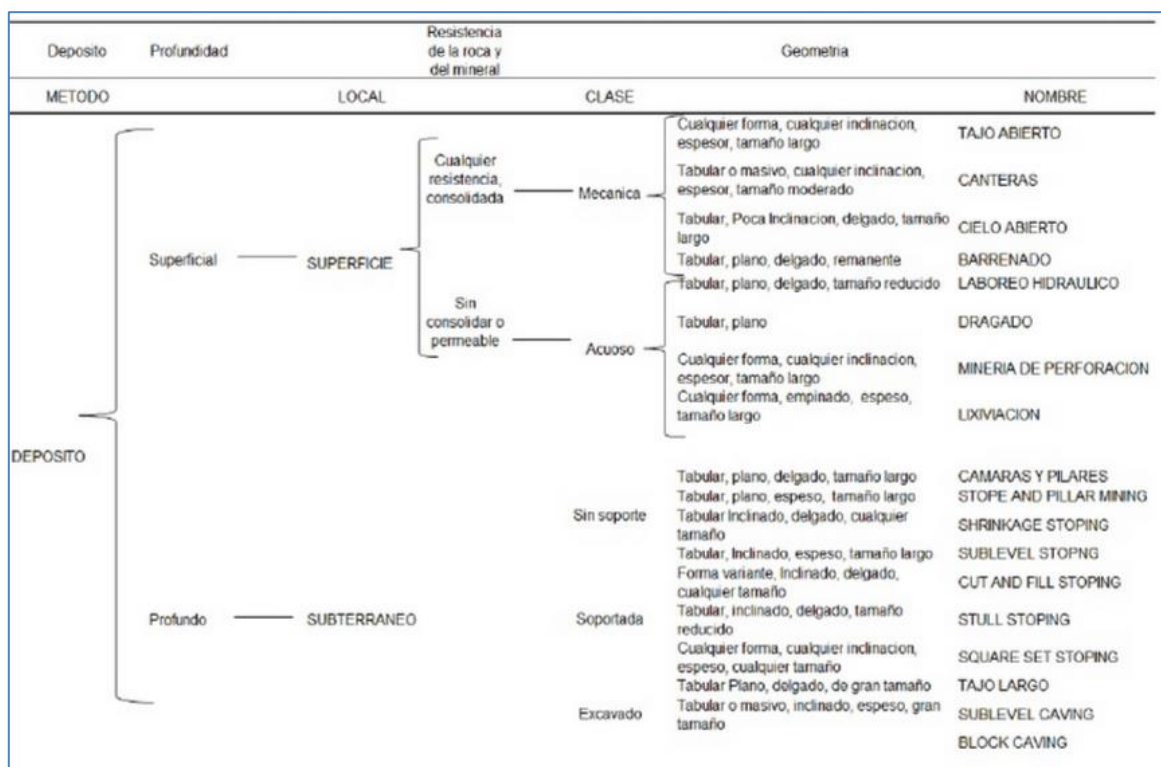


Figura 8: Diagrama de flujo de Sistema de Clasificación de Hartman

IV. Sistema de Clasificación de Nicholas (6): Este método realiza una clasificación numérica, en base a la geometría y distribución del mineral, además también considera aspectos geomecánicos de la roca mineralizada y roca caja.

Dado que el Método de Nicholas (Nicholas 1981) no solo considera la forma del yacimiento, sino que también otros aspectos importantes como la distribución de la mineralización, se prefiere utilizar para una aproximación y así descartar algunos métodos de manera temprana y centrarse en unas pocas alternativas. Corresponde a una clasificación numérica de la geometría, distribución y calidad de la mineralización y características geomecánicas.

3.1.2. Shrinkage Stoping

Se trata de un método de explotación subterráneo que se aplica a cuerpos subverticales. Se basa en utilizar el mineral quebrado como piso para perforar. Adicionalmente el mineral quebrado ayuda a mantener la estabilidad de los caserones mientras se realiza la explotación ascendente.

Condiciones de aplicación.

Forma del depósito: Vertical o subvertical, de espesor angosto a moderado (1 a 10 [m]) y límites regulares; largo mayor a 15 [m].

- Ley mineral: Media a alta.
- Inclinación: Debe ser superior al ángulo de reposo del material, es decir, mayor a 55°.
- La roca mineralizada debe ser estable y competente, baja en arcillas, que no se oxide fácilmente para evitar la cementación del mineral quebrado.
- La roca caja puede presentar peores condiciones de estabilidad.

Ventajas.

- Método simple, para minas pequeñas o medianas.
- Bajo requerimiento de capital.
- Desarrollos moderados.
- Mecanización de carguío y transporte posible.
- Buena recuperación (75 a 100%).
- Baja dilución (10 a 25%).
- Vaciado del caserón por gravedad.
- Soporte de mineral y paredes mínimo.
- Posibilita aplicar fácilmente criterios de selectividad del mineral.

Desventajas

- Aproximadamente 60% del mineral quebrado dentro del caserón hasta finalizar la explotación del caserón.
- Costos moderados a altos.
- Productividad baja a moderada.
- Intensivo en mano de obra.
- Mecanización de perforación limitada.
- Condiciones de trabajo difíciles.
- Colgaduras: Pérdida del caserón en vaciado si el mineral no escurre hacia el nivel de extracción.

Para aplicar este método se construyen dos niveles horizontales, cada uno formado por una o dos galerías y separados verticalmente por 20 [m] o más, los cuales permiten definir la continuidad y regularidad de la veta.

Una vez que la galería inferior alcanza la dimensión de una cámara de explotación, en cada extremo se construyen chimeneas en mineral que comunican con el nivel superior, las que permiten definir la continuidad vertical de la mineralización, facilitan la ventilación y permiten el acceso del personal y equipos.

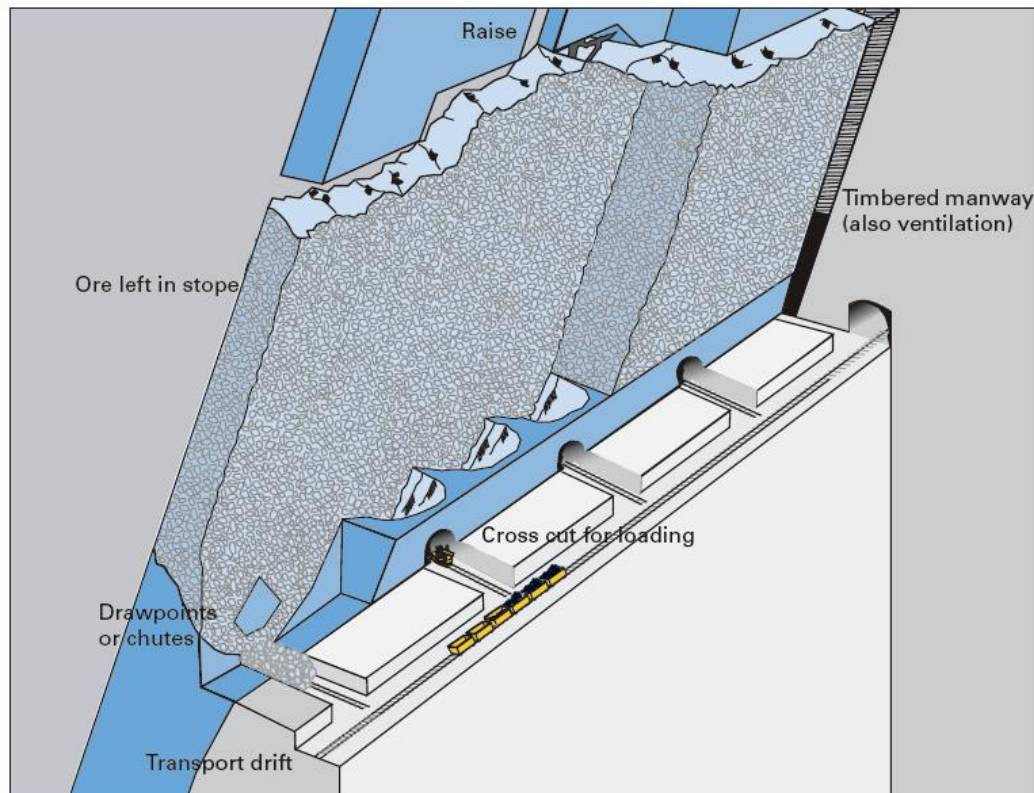


Figura 9: Layout típico de caserón de Shrinkage Stopping (7)

Paralelamente a la construcción de la galería y chimeneas en mineral para el caserón, se desarrollan, por un costado, la galería y ventanas de extracción de mineral.

Dispuesto lo anterior, se inician las operaciones de explotación de la cámara: Perforación, tronadura y extracción.

Las cámaras se explotan ascendentemente en cortes horizontales, extrayendo solamente el esponjamiento, alrededor del 40% y dejando hasta el momento del vaciado del caserón el resto del mineral, aproximadamente 60%. Es muy importante que no se extraiga más mineral que el correspondiente al esponjamiento, de modo de evitar dejar "colgado" al personal de perforación, en ese caso no se podría perforar el techo del caserón por la gran altura existente.

Una vez extraído todo el mineral se procede a cerrar el acceso hacia el caserón vacío a través de pretiles hechos con marina para evitar el paso de personal y equipos.

Para evitar la dilución, el estéril puede extraerse de forma separada o dejarse como pilares aleatorios en el caserón, siempre que no impidan el flujo de mineral.

La perforación de producción de la cámara se puede realizar con tiros horizontales, verticales e inclinados, estas modalidades tienen sus ventajas e inconvenientes. La perforación de tiros horizontales tiene mejor rendimiento por metro barrenado y menor consumo de explosivos. Pero limita el trabajo de los perforistas ya que su avance estará condicionado al largo de la broca y a la altura a la que deberá quedar el nuevo techo una vez que se haya hecho la tronadura y se haya extraído el esponjamiento.

Si se realiza perforación vertical, es posible hacerla en todo el techo a lo largo del caserón y, posteriormente, tronar por secciones el techo barrenado. Sin embargo estos tiros verticales serán por lo general más cortos, considerando que la altura entre el piso del mineral arrancado y el techo del caserón (entre 2,0 a 2,2 [m]), dificulta la introducción de brocas largas. Esta perforación produce menor rendimiento por metro perforado pero se obtiene una fragmentación más fina, lo que facilita el vaciado del caserón.

Otra alternativa es la perforación inclinada, con ventaja sobre la perforación vertical porque da a los tiros menor empotramiento, generando mayor eficiencia del metro barrenado y del consumo de explosivos. También tiene la ventaja sobre la perforación horizontal de permitir al perforista realizar un gran número de tiros, aunque se requiere experticia para mantener uniforme el ángulo de inclinación de los tiros.

3.1.3. Room and Pillar

Este método consiste en realizar avance horizontal dejando pilares para mantener el techo y las paredes estables. El diseño de los caserones y pilares debe ser de tal manera de maximizar la recuperación de mineral.

Condiciones de aplicación

Forma del depósito: Horizontal o subhorizontal, de potencia variable, al menos 2 a 3 [m] de espesor.

- Ley mineral: Media.
- Inclinación: Idealmente no superior a 30°.
- La roca mineralizada debe ser competente, de manera que permita el diseño de pilares que sostengan los caserones.

Ventajas

- Método simple.
- Bajo requerimiento de capital.
- Pocos desarrollos.
- Mecanización de perforación, carguío y transporte posible.
- Buena recuperación (70 - 75%).
- Baja dilución (10%).
- Soporte de caserones mediante pilares.
- Posibilita aplicar fácilmente criterios de selectividad del mineral.

Desventajas

- Costos moderados.
- Complejo sistema de ventilación
- Productividad baja a moderada.
- Intensivo en mano de obra.

Para aplicar este método se construye solo un nivel de producción, todos los desarrollos se realizan en mineral si es que se permite.

La perforación se realiza generalmente de forma horizontal. En el caso de cuerpos de mayor potencia se puede explotar mediante bancos, para ello se puede perforar primero en forma horizontal en la parte superior del cuerpo y luego de forma inclinada hacia abajo en etapas sucesivas hasta llegar a la base del cuerpo mineralizado.

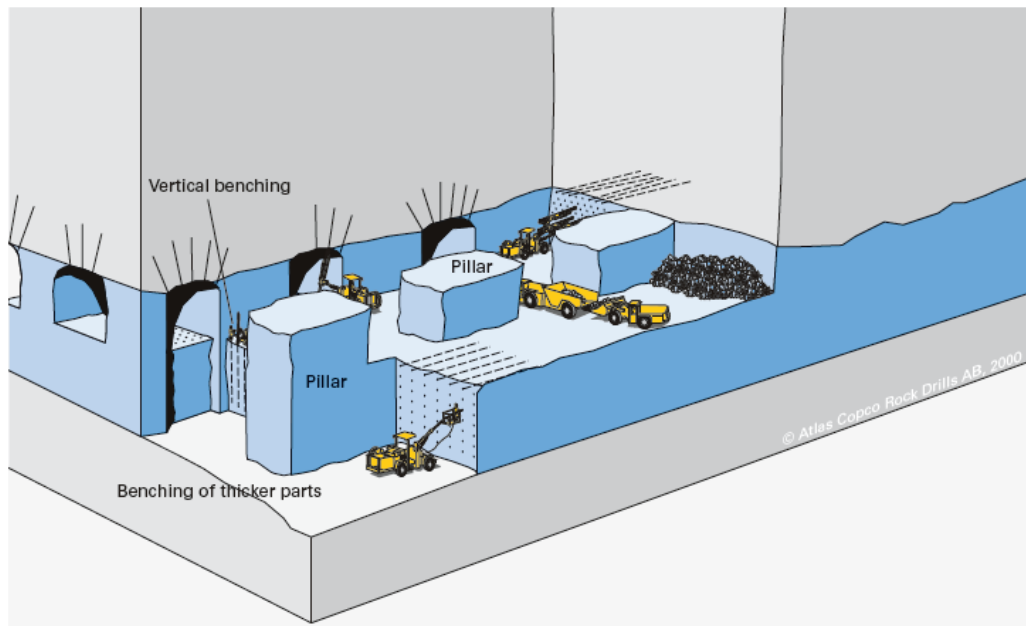


Figura 10: Layout típico de Room and Pillar (7)

Cuando se trata de un cuerpo con inclinación, la extracción de mineral con equipos mecanizados se realiza a lo largo del rumbo del manto para minimizar el desgaste de equipos.

Este método consiste en realizar avance horizontal dejando pilares para mantener el techo y las paredes estables. El diseño de los caserones y pilares debe ser de tal manera de maximizar la recuperación de mineral.

Para aplicar este método se construye solo un nivel de producción, todos los desarrollos se realizan en mineral si es que se permite.

La perforación se realiza generalmente de forma horizontal. En el caso de cuerpos de mayor potencia se puede explotar mediante bancos, para ello se puede perforar primero en forma horizontal en la parte superior del cuerpo y luego de forma inclinada hacia abajo en etapas sucesivas hasta llegar a la base del cuerpo mineralizado.

Cuando se trata de un cuerpo con inclinación, la extracción de mineral con equipos mecanizados se realiza a lo largo del rumbo del manto para minimizar el desgaste de equipos.

3.2. Ritmo de Producción

Considerando una cierta envolvente económica, a partir de lo cual se define el mineral y el estéril, es posible determinar cuál es el material que al ser extraído entrega el mejor resultado económico luego de su procesamiento. Se debe considerar que la envolvente económica no solo contiene roca mineralizada, sino que también puede contener material estéril.

Para determinar el ritmo óptimo de producción (ROP) y la vida óptima de producción (VOP) existen varias expresiones, que se basan principalmente en la cantidad de reservas que dispone un yacimiento.

3.2.1. Regla de Taylor (1976)

De acuerdo a lo que indica su autor, esta regla es aplicable a cualquier tipo de yacimiento, independiente del método a utilizar. Esta metodología entrega un rango de valores para la vida óptima y el ritmo óptimo de producción.

Las formulas originales plantadas por Taylor el año 1976 son:

$$VOP [\text{años}] = 6,5 * (\text{Reservas}[\text{Mt}])^{0,25} * (1 \pm 0,2)$$

$$ROP \left[\frac{\text{Mt}}{\text{año}} \right] = 0,25 * (\text{Reservas}[\text{Mt}])^{0,75} * (1 \pm 0,2)$$

3.2.2. Regla de Mackenzie (1982)

En el año 1982 propone expresiones similares a Taylor pero hace una distinción dependiendo del método de explotación, y define los intervalos de producción en que son aplicables. Dado el caso de estudio, la expresión que puede ser aplicable a Mina Rafaela, para minería subterránea es la siguiente:

$$ROP \left[\frac{\text{ton}}{\text{año}} \right] = 4,22 * (\text{Reservas}[\text{Mt}])^{0,756}$$

El límite de aplicación es

$$50.000 \left[\frac{\text{ton}}{\text{año}} \right] < \text{Ritmo anual} < 6.000.000 \left[\frac{\text{ton}}{\text{año}} \right]$$

Si bien ambas reglas recién mencionadas son bastante sencillas, los autores no especifican la metodología para determinarlas.

3.2.3. Regla de López-Jimeno (1988)

Debido a la falta de conocimiento público referente al origen de las expresiones que plantean autores como Taylor y Mackenzie, López-Jimeno recopila información de múltiples explotaciones mineras, tanto en operación como en desarrollo. Recopila información principalmente de explotaciones de

cobre, plomo-zinc y oro, por lo tanto sus expresiones tienen un origen más bien empírico.

- De acuerdo a López-Jimeno, se tienen presente las siguientes observaciones:
- Las plantas de procesamiento no siempre operan a su plena capacidad.
- La producción de metal fino depende de las recuperaciones metalúrgicas y leyes de alimentación.
- Luego de iniciada la operación en un yacimiento, puede ocurrir que se descubran nuevas reservas.
- Para un mismo yacimiento existen diferencias de datos según sea la fuente.

El autor realiza una regresión del tipo potencial para ajustar los datos, y obtiene expresiones para cada tipo de mineral, en el caso del cobre, la expresión que obtiene es:

$$VOE \text{ [años]} = 5,35 * (Reservas[Mt])^{0,273}$$

Para la regresión el autor utilizó un total de 68 casos de minas de cobre, y obtiene un coeficiente de ajuste $r = 0,82$.

Adicionalmente el autor propone considerar la calidad de las reservas, es decir, la ley equivalente del mineral

$$VOE \text{ [años]} = 4,77 * (Ley Eq. [\%Cu])^{0,1} * (Reservas[Mt])^{0,3}$$

Para esta nueva expresión el autor utilizó información de 20 minas y obtuvo un coeficiente de correlación $r = 0,87$.

En general estas tres metodologías para determinar el ritmo óptimo de producción son bastantes preliminares, solo consideran la cantidad de reservas explotables, pero no consideran otra gran cantidad de factores importantes como aspectos geológicos, geomecánicos, ubicación, precios, recuperación metalúrgica, transporte, etc. Es por ello que estas reglas podrán entregar solo una primera aproximación de los valores que se considerarán óptimos.

También es conveniente realizar una curva VAN v/s TPD, que entrega un valor más cercano a la realidad respecto del ritmo de producción. Para ello se definen a priori algunos parámetros estimados, como por ejemplo, costo mina, costo planta, recuperación metalúrgica, precio del metal, inversiones de mina y planta. Luego se realiza una tabla en que para cada ritmo de producción se calculan vida útil, inversión, ingresos anuales, costo anual, flujo de caja y VAN. El ritmo óptimo será aquel que entregue el mayor VAN por la extracción de las reservas contenidas.

3.3. Dimensionamiento de Equipos

3.3.1. Equipos de perforación

Para calcular el número de equipos de perforación es necesario conocer dos datos: las toneladas por día de mineral que se extrae en la mina y el tonelaje de mineral que es removido por metro de avance.

El tonelaje removido por metro de avance se obtiene por medio de la siguiente ecuación:

$$\text{Tonelaje removido por metro} = \text{Área de Frente} \times \rho_{roca} [\text{ton/metro}]$$

Con esto y la producción diaria de la mina se puede calcular los metros de avance por día para alcanzar la producción requerida:

$$\text{Metros de avance por día} = \frac{\text{Toneladas por día}}{\text{Tonelaje removido por metro}} [m/día]$$

Teniendo los metros de avance por día podemos calcular los metros barrenados, usando además el número de disparos.

$$\text{Metro barrenados por día} = \text{Metros avance por día} \times \text{Número de Disparos}$$

Por último, el número de perforadoras, considerando el rendimiento en metros barrenados por día, se obtiene con la siguiente ecuación:

$$\text{Numero Perforadoras} = \text{entero superior} \left[\frac{\text{Mts.Barrenados por día}}{\text{Rendimiento de Perforadora}} \right].$$

3.3.2. Equipos LHD

Se tiene que para el equipo de carguío LHD, el tiempo de ciclo es el siguiente:

$$t_{ciclo} = t_{carga} + t_{vaciado} + t_{maniobra} + t_v \text{ cargado} + t_v \text{ descargado}$$

Para el cálculo de los tiempos de viaje cargado y descargado, se considera una distancia media a recorrer, además de las correspondientes velocidades de viaje cargado y descargado.

El número de ciclos que el LHD realizará en una hora de operación se obtiene de la siguiente forma:

$$N_{ciclo} \left[\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right] = \frac{60}{t_{ciclo}}$$

Además es necesario conocer el rendimiento por hora del equipo.

$$R_{instantaneo} \left[\frac{\text{ton}}{\text{hr}} \right] = \text{Cap. balde LHD} [\text{ton}] * \text{Factor Llenado} * N_{ciclo} \left[\frac{\text{ciclos}}{\text{hr}} \right]$$

En este caso se considera un factor de llenado del 80%. Luego el rendimiento diario se obtiene con la siguiente expresión:

$$R_{diario}[tpd] = R_{instantaneo} \left[\frac{ton}{hr} \right] * FO \left[\frac{hr}{día} \right]$$

Donde FO es el factor operacional [hr/día], corresponde a las horas efectivas de trabajo del equipo.

Con esta fórmula se puede calcular la cantidad de LHDs operativos que se tendrá la mina.

$$N_{LHD,operativos} = \left\lceil \frac{R_{mina}[tpd]}{R_{diario}[tpd]} \right\rceil$$

Donde R_{mina} es la producción de la mina en toneladas por día. Es importante notar que se debe considerar el entero superior de dicha razón.

Luego de tener el número de LHD que se requieren operativos, se puede finalizar el cálculo con la obtención de la flota de LHD con la que debe contar la mina, para ello se debe considerar la disponibilidad mecánica de los equipos, por esto siempre es necesario tener un número mayor de equipos para compensar los que estarán en mantenimiento.

$$N_{LHD,flota} = \left\lceil \frac{N_{LHD,op}}{DM_{LHD}} \right\rceil$$

Donde DM_{LHD} es la disponibilidad mecánica del LHD [%]. Nuevamente se considera en valor entero superior de la razón anterior.

3.3.3. Equipos Dumper

Para calcular la flota de estos equipos es necesario utilizar una metodología similar a la usada con los equipos LHD.

$$T_{Ciclo\ camión} = T_{Man} + T_{Carga} + T_{VC} + T_{Man} + T_{Desc} + T_{VV}$$

Dónde:

- T_{man} = tiempo de maniobras (el mismo para posicionarse en carga y descarga).
- T_{Carga} = tiempo de carga, el cual depende del ciclo del LHD.
- T_{VC} = tiempo de viaje cargado, dependiente de la distancia media y velocidad del equipo.
- T_{Desc} = tiempo de descarga.
- T_{VV} = tiempo de viaje vacío, similar a T_{VC} .

Se calcula el número de ciclos por hora que es capaz de realizar el equipo.

$$\text{Número de Ciclos por hora} = \frac{\text{Minutos en una hora} \left[\frac{\text{ciclos}}{\text{hora}} \right]}{T_{\text{Ciclo camión}}}$$

Considerando los ciclos por hora y el tonelaje real del equipo se obtiene este rendimiento.

$$R_{\text{efectivo}} = \text{Tonelaje real} * N^{\circ} \text{ ciclos por hora [ton]}$$

Nuevamente considerando factores operacionales se obtiene el rendimiento diario del equipo.

$$R_{\text{Diario}} = R_{\text{efectivo}} * FO * N^{\circ} \text{ turnos} * \text{horas por turno [tpd]}$$

$$\text{Camiones Operativos} = \left[\frac{\text{Ritmo Mina}}{R_{\text{Diario}}} \right]$$

Se usa una disponibilidad mecánica de 80%.

$$\text{Flota de Camiones} = \left[\frac{\text{Camiones Operativos}}{\text{Disponibilidad mecánica}} \right]$$

3.4. Ventilación de Minas

El aire es un fluido básico para la vida, y al pasar por una mina su composición cambia. En estado puro y seco la composición del aire es:

Tabla 6: Composición de aire puro y seco

Gas	% en Volumen
Nitrógeno N ₂	78,09
Oxígeno O ₂	20,95
Dióxido de Carbono CO ₂	0,03
Argón y otros	0,93

Al circular por el interior de una mina, la composición del aire cambia, la cantidad de oxígeno disminuye, el dióxido de carbono, nitrógeno y vapor de agua aumentan. Además, se agregan diversos gases y polvos en suspensión. En términos generales se dice que el aire de mina se compone de aire atmosférico, gases activos (gases explosivos) y aire muerto (5-15% dióxido de carbono, 85-95% nitrógeno), si el porcentaje de aire muerto es elevado, se produce el llamado "soroche".

Debido a su importancia para la vida, es que se debe promover la presencia de aire limpio en el interior de una mina, sobre todo considerando que la actividad física de las personas incrementa el consumo de oxígeno. A continuación, se presenta una tabla con información de consumo de oxígeno de un individuo en diversos estados de actividad física.

Tabla 7: Consumo de oxígeno en un individuo

Actividad	Reposo	Moderada	Muy Vigorosa
Ritmo respiratorio por minuto	12	30	40
Aire inhalado por respiración [m ³ /seg*10 ³]	5 - 13	46 - 59	98
Oxígeno consumido [m ³ /seg*10 ³]	4,70	33,04	47,20

Respecto a los principales contaminantes del aire en minería subterránea están relacionados con gases de tronadura, equipos con motor de combustión interna, respiración humana y polvo en suspensión.

Debido a que los contaminantes del aire poseen diversas fuentes, es que se define un requerimiento de ventilación cada caso. A continuación, se presenta un detalle de los requerimientos de ventilación para minería subterránea.

3.4.1. El requerimiento de ventilación por equipos con motor de combustión interna

Para esto se requiere conocer la potencia de cada uno de estos equipos, y con el número de equipos se obtiene la cantidad total de HP operativos en la faena.

$$Q_{diesel} \left[\frac{m^3}{min} \right] = 2,83 \left[\frac{m^3}{min} \right] * HP_{total}$$

HP_{total} representa la suma de las potencias de los equipos con motor de combustión interna que operan normalmente dentro de la mina.

Luego se debe convertir de unidades:

$$Q_{diesel} \left[\frac{m^3}{s} \right] = Q_{diesel} \left[\frac{m^3}{min} \right] * \frac{1 [min]}{60 [s]}$$

3.4.2. El requerimiento de ventilación respiración humana.

Se requiere considerar el caudal necesario para consumo humano, para ello se debe tener en cuenta la cantidad de trabajadores en el interior de la mina, se debe considerar la totalidad de los trabajadores presentes en cada una de las áreas, tanto de arranque como manejo de mineral. El caudal necesario se calcula con la siguiente expresión:

$$Q_{trabajadores} \left[\frac{m^3}{min} \right] = 3 \left[\frac{m^3}{min} \right] * N_{trabajadores}$$

Luego se debe convertir de unidades:

$$Q_{trabajadores} \left[\frac{m^3}{s} \right] = Q_{trabajadores} \left[\frac{m^3}{min} \right] * \frac{1 min}{60 s}$$

3.4.3. El requerimiento de ventilación por temperatura.

Además, hay otros requerimientos de temperatura, pero que dadas las condiciones de la mina no son relevantes, sino más bien están pensadas para minas profundas en que se alcanzan altas temperatura. De todas formas la legislación chilena señala que la temperatura máxima de trabajo en el interior de una mina es de 30 °C para una jornada de 8 horas de trabajo.

Existe además regulación respecto de la velocidad del aire al interior de una mina dependiendo de la humedad relativa y de la temperatura, se presenta a continuación:

Tabla 8: Velocidad de ventilación

Humedad Relativa	Temperatura Seca	Velocidad Mínima
< 85%	24 - 30 °C	30 m/min
> 85%	> 30 °C	120 m/min

3.4.4. Requerimiento de ventilación por polvo en suspensión.

En este punto no hay un cálculo aceptado universalmente, sin embargo, la velocidad de ventilación se recomienda en 18 m/min, lo que garantiza la eliminación de polvo, y en lugares con fuerte formación de polvo esta ventilación no debe ser inferior a 45 m/min. En Chile la velocidad máxima permitida en galerías con circulación de personal es de 150 m/min, según el Reglamento de Seguridad Minera.

3.4.5. Requerimiento de ventilación según producción.

Este cálculo se basa en la suposición de que la cantidad de gases generados es proporcional a la producción. Se calcula como sigue:

$$Q_{producción} = T * u$$

Donde T es la producción diaria en toneladas y para minería metálica, el factor u varía entre 0,6 y 1 m³/min. Siendo conservadores, en este cálculo se utilizará un valor de 0,8 m³/min para el factor u.

$$Q_{producción} \left[\frac{m^3}{min} \right] = T * 0,8$$

$$Q_{producción} \left[\frac{m^3}{s} \right] = Q_{producción} \left[\frac{m^3}{min} \right] * \frac{1 min}{60 s}$$

3.4.6. Requerimiento según el consumo de explosivo.

Este cálculo es muy usado en minería metálica, toma en cuenta la formación de productos tóxicos por la detonación de explosivos, el tiempo que se estima para despejar las galerías de gases y la cantidad máxima permitida según regulación de seguridad.

$$Q_{explosivos} = \frac{G * E}{T * f}$$

G: Formación de gases por detonación de 1 kg explosivo, típicamente 0,04 m³/kg de explosivo.

E: Cantidad de explosivo a detonar en kg.

T: Tiempo de dilución en minutos.

f: Porcentaje de dilución de gases en la atmosfera, no debe ser menos de 0,008 %

Reemplazando se obtiene:

$$Q_{explosivos} \left[\frac{m^3}{min} \right] = \frac{0,04 * 100 * E}{T * 0,008}$$

$$Q_{explosivos} \left[\frac{m^3}{s} \right] = Q_{explosivos} \left[\frac{m^3}{min} \right] * \frac{1 min}{60 s}$$

Considerando ya todos los requerimientos de ventilación, se tendrá como objetivo cumplir con el mayor de ellos.

Ya teniendo claro cuál es el requerimiento de ventilación, es necesario calcular cual es el caudal que se producirá debido al circuito de ventilación de la mina.

Considerando que $Q_{filtraciones} = 30\% * Q_{requerido}$

$$Q_{total} = Q_{requerido} + Q_{filtraciones}$$

Es importante señalar que tanto el fundamento técnico, como tablas y valores típicos presentados en este documento han sido extraídos de los documentos de ventilación de minas del Ingeniero Exequiel Yanes G. y de la "Guía metodológica de seguridad para proyectos de ventilación de minas" del Departamento de Seguridad Minera de Sernageomin, año 2008. Elaborado por Sergio Andrade Gallardo.

4. DESARROLLO

4.1. Recursos y Reservas

Se cuenta con una estimación de reservas propiedad de la compañía, dicha estimación está basada en información obtenida de labores de producción, esta es una fuente importante de información, pues se cuentan aproximadamente 4.000 [m] de túneles y chimeneas. Además, se cuenta con 2.311 [m] de sondajes, los cuales pertenecen a tres campañas de sondajes.

Adicional a la información de producción y las campañas de sondajes, se tiene información de labores de las faenas mineras aledañas, particularmente la Mina Carmen de Compañía Minera Las Cenizas, que se ubica inmediatamente al Este y al Sur, además de Mina Peumo de Compañía Minera La Patagua que se ubica al Sur-Este de las pertenencias Rafaela 1 al 5.

4.1.1. Información de Producción

Se tiene información bien precisa de la producción desde el año 2008 a la fecha, esto a partir de las liquidaciones de venta de minera a ENAMI, dichas liquidaciones especifican el peso en toneladas, la ley de Cobre y Plata, además de otra información comercial. Considerando además los levantamientos topográficos disponibles, es posible estimar las zonas explotadas en un determinado periodo, y con ello las leyes de los minerales explotados obtenidas por la venta de los mismos. Es importante destacar que a lo largo de la vida de Mina Rafaela, se han podido desarrollar más que 4.000 [m] de túneles, chimeneas y piques, los que aportan valiosa información de la mineralogía presente. Estas explotaciones se han realizado a través de diferentes formas, principalmente Room and Pillar, variantes de Shrinkage Stopping y galerías a lo largo de vetas.

En la Tabla 5 se muestra un resumen de la producción anual, junto con la ley de Cu Ins correspondiente a cada periodo.

Adicionalmente se obtuvo la producción desglosada mensualmente para los periodos mencionados, se puede apreciar en el Anexo 8.1.

4.1.2. Información de Sondajes

Como se mencionó, existen tres campañas de sondajes disponibles. Cada sondaje entrega valiosa información sobre la geología del área en explotación, por tanto, no solo se debe prestar atención a los análisis químicos realizados, también es muy importante poner atención a las secuencias estratigráficas presentes, las que permiten correlacionar de buena manera los diferentes sondajes y así definir las distintas estructuras y mantos mineralizados presentes en la pertenencia.

A continuación, se presenta información resumida de cada una.

4.1.2.1. Campaña de Sondajes Interior Mina año 2001

Esta campaña es realizada en interior mina, sondajes en el techo del actual socavón de acceso, esto permitió realizar una interpretación litológica y estructural de esa zona, además permitió conocer la mineralización presente en estratos de roca superiores.

Estos ocho sondajes suman un total de 292,27 [m], estos sondajes fueron descritos y analizados por el ingeniero J.Silva.

Tabla 9: Resumen de campaña de sondajes año 2001 (8)

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR	ENDDEPTH	ENDDATE
S1	305.579,66	6.402.367,52	774,5	40,55	31/05/2001
S2	305.597,37	6.402.417,79	732	27,07	31/05/2001
S3	305.565,65	6.402.414,75	732,5	38,23	31/05/2001
S4	305.517,8	6.402.350,22	786,5	29,15	31/05/2001
S5	305.623,03	6.402.419,92	735,5	36,19	31/05/2001
S6	305.662,32	6.402.420,64	737,5	35,05	31/05/2001
S7	305.668,28	6.402.425,41	737,5	45,5	31/05/2001
S8	305.634,08	6.402.420,46	736,9	40,53	31/05/2001

4.1.2.2. Campaña de Sondajes Superficie año 2012

Tabla 10: Resumen de campaña de sondajes año 2012 (9)

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR	ENDDEPTH	ENDDATE
EN-144-12	305.709,5	6.402.196,9	946,68	30,45	
EN-145-12	305.508,3	6.402.857,6	893,18	185,7	08/10/2012
EN-146-12	305.505,2	6.402.855,2	893,28	27,7	
EN-147-12	305.505,9	6.402.855,6	893,27	51,6	
EN-148-12	305.567,7	6.402.343,2	861,82	117,85	
EN-149-12	305.567	6.402.343	861,62	83,3	
EN-150-12	305.539	6.402.529	770	175,2	
EN-151-12	305.539	6.402.529	770	35,55	
EN-157-12	305.740	6.402.346	935	155,7	
EN-158-12	305.631,6	6.402.703,8	911,01	91,1	
EN-159-12	305.645,8	6.402.430,3	736,37	41,7	
Morro-1	305.587,7	6.402.728,7	914,45	104,3	05/03/2012

Esta campaña de sondajes se realizó con el apoyo de ENAMI el año 2012, consta de doce sondajes, sumando un total de 1.100,15 [m], la descripción fue realizada por los profesionales de ENAMI M.Alvarez y V.Tapia, posterior a eso se realizó una reinterpretación por parte de J.Silva y E.Moscoco.

4.1.2.3. Campaña de Sondajes Externa

Por último, se cuenta con la información de cuatro sondajes realizados por la Compañía Minera Las Cenizas dentro de las pertenencias Rafaela 1 al 5, estos cuatro sondajes suman 918,6 [m]. Esta última campaña de sondajes cuenta con perfiles de interpretación geológica y con resultados de análisis químicos.

Tabla 11: Resumen de campaña de sondajes Externa

BHID	XCOLLAR	YCOLLAR	ZCOLLAR	ENDDEPTH	ENDDATE
DDH-08-006	305.721,3	6.402.296,9	943,72	242,3	
DDH-08-014	305.708,0	6.402.199,3	946,58	249,2	16/03/2009
DDH-08-023	305.703,3	6.402.099,2	947,26	162	16/03/2009
DDH-08-038	305.717,3	6.402.295,5	943,75	265,1	

4.1.2.4. Comentarios sobre Información de Sondajes

Considerando la mineralización que tiene un potencial de ser extraída con un beneficio económico, se decide prestar importancia a los sondajes con zonas mineralizadas con una ley de cobre insoluble mayor o igual a 0,5%. Si bien es cierto, a esta escala de minería, una ley de cobre insoluble de 0,5% no es

factible de ser extraída con beneficio económico, se deben considerar dos cosas, la primera, es pensar en un aumento de producción que permita bajar la ley de corte, y segundo, considerar que muchas veces se debe incorporar una dilución operativa, producto de las dimensiones mínimas necesarias para el ingreso de los equipos de extracción, en el caso de Mina Rafaela, dichas dimensiones mínimas son 3,5 [m].

En el Anexo 8.2 se puede apreciar el resumen de los contenidos de cobre para los sondajes, en los casos que el cobre total es mayor a 0,5%.

4.1.3. Estimación de Recursos

La estimación de recursos disponible fue realizada tomando como base la información de producción de la mina, además de tres campañas de sondajes realizada en la faena, dos de las cuales poseen sus informes respectivos, y la tercera campaña solo posee resultados de análisis químico.

En el reporte de ENAMI sobre la campaña de sondajes realizada en el año 2012, se realizó una cubicación usando el método de interpolación del Inverso de la Distancia de orden dos, considerando una elipse de búsqueda de 25 [m] en la corrida y 25 [m] en profundidad, dicha cubicación modeló los recursos considerando únicamente muestras con ley superior a 0,8% y asumiendo solo la existencia de mantos mineralizados.

Dado que ya se cuenta con información de los recursos presentes en mantos, se realizará una estimación de los recursos presentes en vetas con leyes superiores a 0,5% de Cu. Gracias a la información histórica de la mina, además del conocimiento geológico del sector, se decide modelar principalmente vetas con rumbo N-S. Luego, con la información de los sondajes, azimut, inclinación y el largo de los tramos mineralizados, es posible determinar la potencia de la veta en la zona interceptada por el sondaje.

La estimación existente de actualización al 2015, consta con 10 estructuras con labores bastante desarrolladas y un avanzado set de sondajes que permiten realizar una medición y modelo interpretativo más detallado, además se realizó una nueva comprensión de los depósitos estratoligados, que han favorecido el proceso de explotación actual, considerándose un modelo mixto entre vetas verticales y mantos horizontales asociados a cada estructura.

La mineralización presente se clasificó en seis sets de estructuras y mantos con rumbo y manto similar.

- Tren al Sur: Son las estructuras con rumbo Norte-Sur.
- Fortaleza: Son las estructuras con rumbo Nor-Este.
- Galápagos: Son las estructuras Nor-Occidente.

- San Juan: Son los mantos correspondientes a las estructuras Norte-Sur.
- Santa Fé: Son los mantos correspondientes a las estructuras Nor-Este.
- Nacimiento: Son los mantos correspondientes a las estructuras Nor-West.

Tabla 12: Resumen de estimación de recursos

Nombre	Recursos Medidos	Recursos Indicados	Recursos Inferidos	Ley CuIns	Ley Ag	Cobre fino	Plata fina
	[ton]	[ton]	[ton]	[%]	[ppm]	[ton]	[onzas]
Tren al Sur	283.473	294.098	838.995	1,90	25	33.573	1.138.591
Fortaleza	128.520	383.198	514.553	1,95	24	25.041	791.888
Galápagos	553.905	750.803	2.095.663	1,77	22	75.148	2.405.138
San Juan	353.575	295.755	1.086.749	1,70	20	36.805	1.116.325
Santa Fé	136.748	385.681	467.248	1,72	15	21.278	477.282
Nacimiento	536.553	537.762	1.751.567	1,64	16	57.931	1.453.668
Total	1.992.774	2.647.295	6.754.775	1,75	20	249.775	7.327.055

El detalle de cada estructura tipo veta y manto se puede ver en el Anexo 8.3.

4.2. Expansión de la Mina

4.2.1. Selección del Método de Explotación

Como se ha mencionado anteriormente, la mineralización se presenta en vetas subverticales y mantos subhorizontales, en ambos casos con rumbo variable. Se sabe que en el distrito minero de Cabildo, ampliamente explotado en el pasado y en el presente, se ha explotado mediante Room and Pillar, variantes de Shrinkage Stopping y SubLevel Stopping, esto dependiendo de la mineralización y también de la escala de la explotación. Para mencionar algunos ejemplos, está Compañía Minera Cerro Negro, que explota mantos mediante Room and Pillar, y Compañía Minera Las Cenizas que explota vetas a través de SubLevel Stopping.

Respecto al método a aplicar, es posible descartar rápidamente varias opciones, por ejemplo, Open Pit, por tratarse de un yacimiento más bien profundo lo que implicaría un pre-stripping demasiado costoso, también influye el hecho de que no se trate de un yacimiento masivo, lo que no hace rentable este método de extracción.

Entre los métodos de explotación subterráneos, es posible descartar los métodos soportados, como por ejemplo Cut and Fill, Excavation Techniques o Backfilling Methods, debido a que son de un mayor costo de extracción principalmente por tener que rellenar con materiales exógenos.

También se pueden descartar métodos de hundimiento, debido a que no se trata de una mineralización masiva, y además la calidad de la roca no permite un fácil hundimiento, si bien estos métodos son de un bajo costo, las características propias de la mineralización y del macizo rocoso no permiten la aplicación en ese caso.

Se aplicó el Método de Nicholas (1981) para descartar y confirmar algunas apreciaciones respecto de la posible forma de explotar el mineral en Mina Rafaela.

Si bien es factible aplicar SubLevel Stopping para la explotación de vetas, se prefiere descartar su aplicación en este caso particular, principalmente por estar en presencia de vetas irregulares, a veces de poca potencia, pero también por la falta de información geológica/estructural de la mineralización, pues la aplicación de SubLevel Stopping requiere contar con mayor cantidad de información que permita realizar un diseño adecuado.

Para el caso de las estructuras tipo vetas, el método indica que la mejor forma es Shrinkage Stopping, se puede apreciar en el Anexo 8.4.1 el detalle de los parámetros usados para la determinación.

Por otro lado, para el caso de la explotación de mantos mineralizados, el método de Room and Pillar es el más apropiado según la metodología usada, se puede ver el detalle en el Anexo 8.4.2.

4.2.2. Métodos de Explotación Aplicados a Mina Rafaela

En el punto anterior se definieron los métodos de explotación para los dos tipos de mineralización, ahora se hace necesario adecuar y definir los parámetros relevantes para llevar a cabo la explotación. Además, se realizarán adaptaciones a los métodos que permitan una mejor aplicación, considerando las condiciones presentes en Mina Rafaela.

Para la adaptación de los métodos de explotación, una de las consideraciones importantes es siempre buscar minimizar la dilución en la extracción del mineral. Minimizar la dilución permite minimizar todos los costos tanto de mina como de planta, desde el arranque del mineral hasta su flotación.

4.2.2.1. Room and Pillar

Como se mencionó, en Mina Rafaela existen tres sets de mantos con diferente rumbo, pero con similar manto, debido a esto se realizará el diseño para el caso de labores explotadas mediante Room and Pillar para mantos con rumbo Norte-Sur. La explotación de los otros dos sets de mantos, con rumbo Nor-Este y Nor-Occidente, será análogo y solo variará la orientación de las labores de acuerdo al rumbo del manto mineralizado.

Dado que la mineralización de tipo manto se produce por la presencia de estructuras tipo veta que mineralizan en entorno al contacto de los estratos de caliza y andesita, es que se deben realizar las calles con el mismo rumbo de las estructuras tipo veta. En el caso de las vetas con rumbo Norte-Sur, es posible realizar calles horizontales e ir conectando a través de ventanas para formar los pilares. La conexión se puede realizar desde la calle ubicada en un nivel inferior para facilitar el escurrimiento del mineral arrancado, aunque también está la posibilidad de avanzar en la conexión por la calle de cota superior en caso de ser necesario.

El poder realizar la conexión de las calles por ambos extremos permite tener una flexibilidad operacional importante, pues se cuenta con mayor cantidad de frentes de producción.

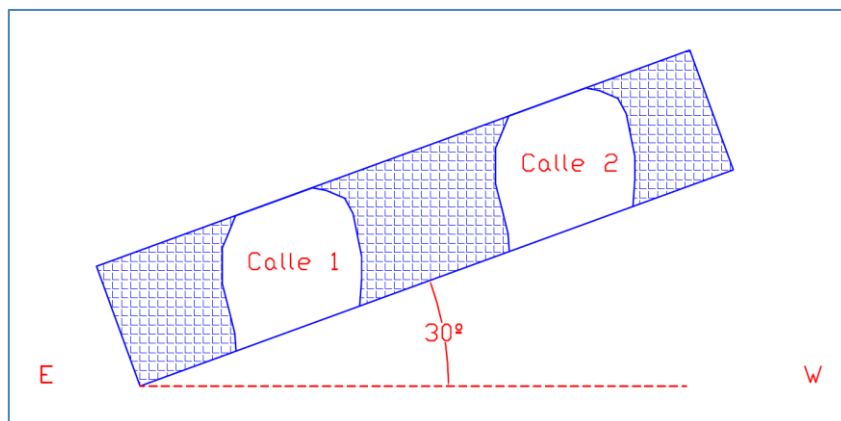


Figura 11: Sección Este-Oeste de calles de Room and Pillar con rumbo Norte-Sur

Respecto a las dimensiones de las labores, se presenta una tabla resumen para dos potencias diferentes de mantos, pues de acuerdo a la evidencia geológica, es posible encontrar dentro de la pertenencia mantos desde 3 [m] hasta 7 [m]. En el Anexo 8.5.1 se puede ver el detalle de los cálculos realizados.

Tabla 13: Resumen de dimensionamiento de labores para Room and Pillar

	Caso 1	Caso 2	Caso 3
H pilar [m]	3	5	7
a [m]	6,5	6,5	6
L1 [m]	4,5	5	5,1
L2 [m]	4,5	5	5,1
AT [m ²]	150,6	163,2	150,80
AP [m ²]	20,25	25	26,01
UCS [MPa]	100	100	100
Cpav	0,1737	0,0635	0,0152
k	1,0087	0,5381	0,2508
Sp [Mpa]	52,99	42,23	35,65
FS	1,65	1,50	1,42
R [%]	87%	85%	83%

Sin perjuicio de lo anterior, es posible aumentar la recuperación minera, realizando una recuperación de pilares en retroceso, es decir, luego de realizar la explotación en un determinado sector, es posible recuperar pilares en retroceso, de manera de no afectar la seguridad de las personas y equipos.

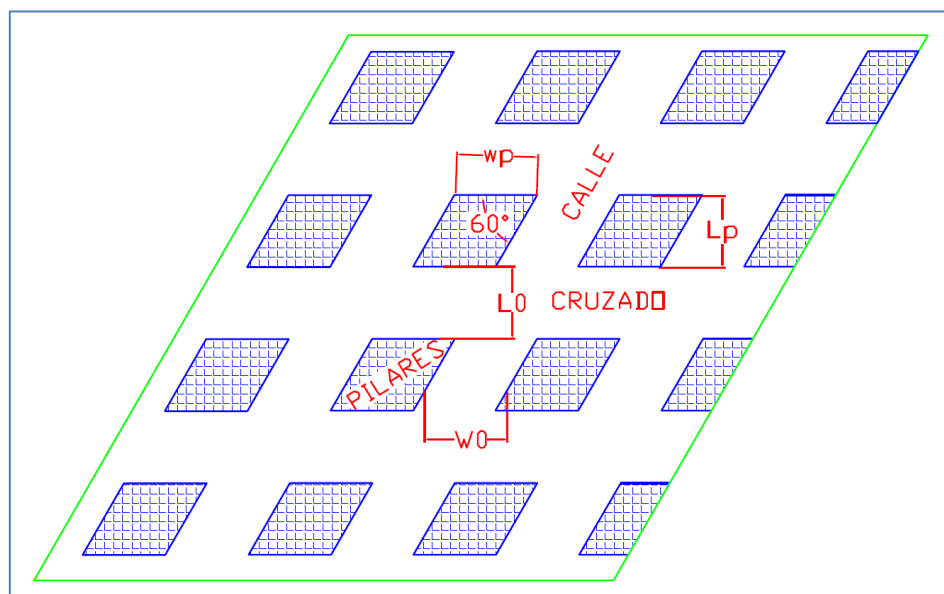


Figura 12: Disposición en planta y parámetros de diseño Room and Pillar

4.2.2.2. Shrinkage Stoping

De manera análoga a lo realizado en el caso de labores a explotar mediante Room and Pillar, se realiza el diseño para el caso de estructuras tipo veta con rumbo Norte-Sur, y la explotación de vetas con otro rumbo será similar y solo se variará el ángulo con que se orientan las labores.

Respecto al método de explotación propiamente tal, se propone simplificar la forma original de Shrinkage Stoping y reducir considerablemente las labores de desarrollo, además de reducir al mínimo las labores en estéril.

Se realizará un nivel inferior de extracción, que consiste en una galería de sección de 3,5[m]x3,5[m] con rumbo Norte-Sur. Desde esta galería se construyen primero dos estocadas que permiten proteger la galería de extracción, luego desde ahí se construyen las dos chimeneas de sección 2[m]x2[m] con una pendiente de 50°, lo que permite que escurra el mineral quebrado. Estas chimeneas se realizan con rumbo Nor-Oeste y Sur-Oeste, las chimeneas poseen una vuelta, que permite volver a la misma veta mineralizada. La construcción de las chimeneas descritas permite reducir la construcción de labores de desarrollo, dejando una loza por sobre la galería principal que sirve como nivel de extracción.

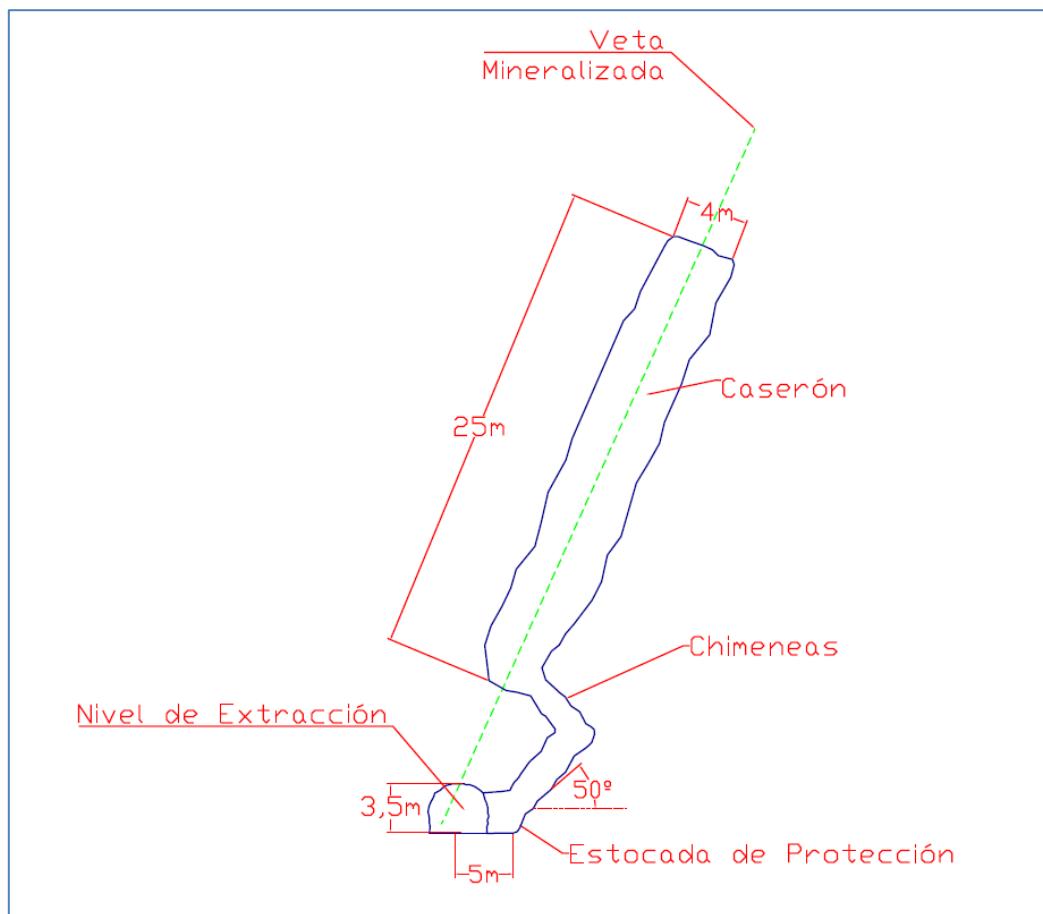


Figura 13: Sección transversal de caserón de Shrinkage Stoping

Una vez construidas las chimeneas, se comienza con la perforación de los techos para quebrar el mineral e ir dejándolo como piso.

Se debe considerar de forma adicional, que la construcción de las chimeneas debe ser prolongada en el rumbo Norte-Sur por fuera de los límites del caserón, de manera de poder conectar con los caserones anterior y posterior, esto permite mantener vías adicionales de acceso, escape en caso de emergencia y ventilación.

En la Figura 14 se aprecian las dimensiones y la disposición de las labores a realizar, en línea punteada se aprecia la construcción inicial de las chimeneas, que luego dan origen al caserón explotado. En el anexo 8.5.3 se puede ver en mayor detalle la secuencia de construcción de las labores de desarrollo. En el anexo 8.21 se puede apreciar el circuito de ventilación para este método de explotación.

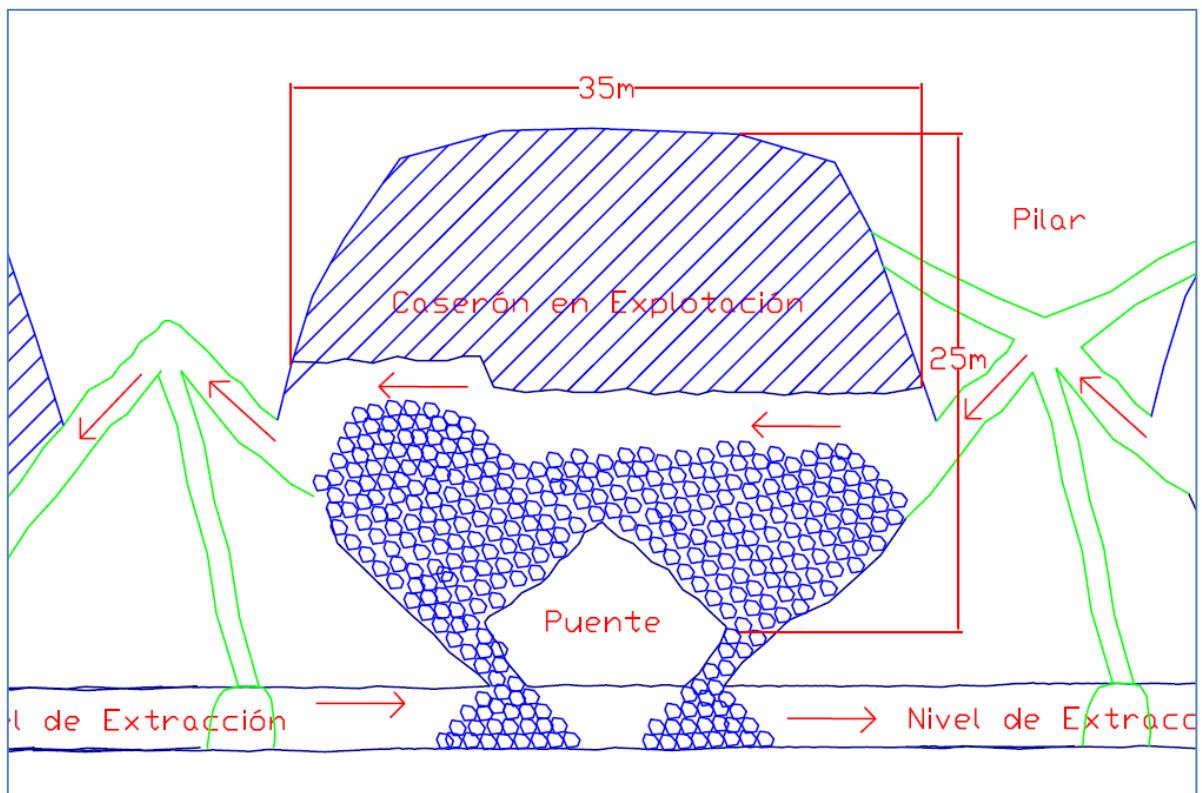


Figura 14: Sección longitudinal de caserón de Shrinkage Stopping

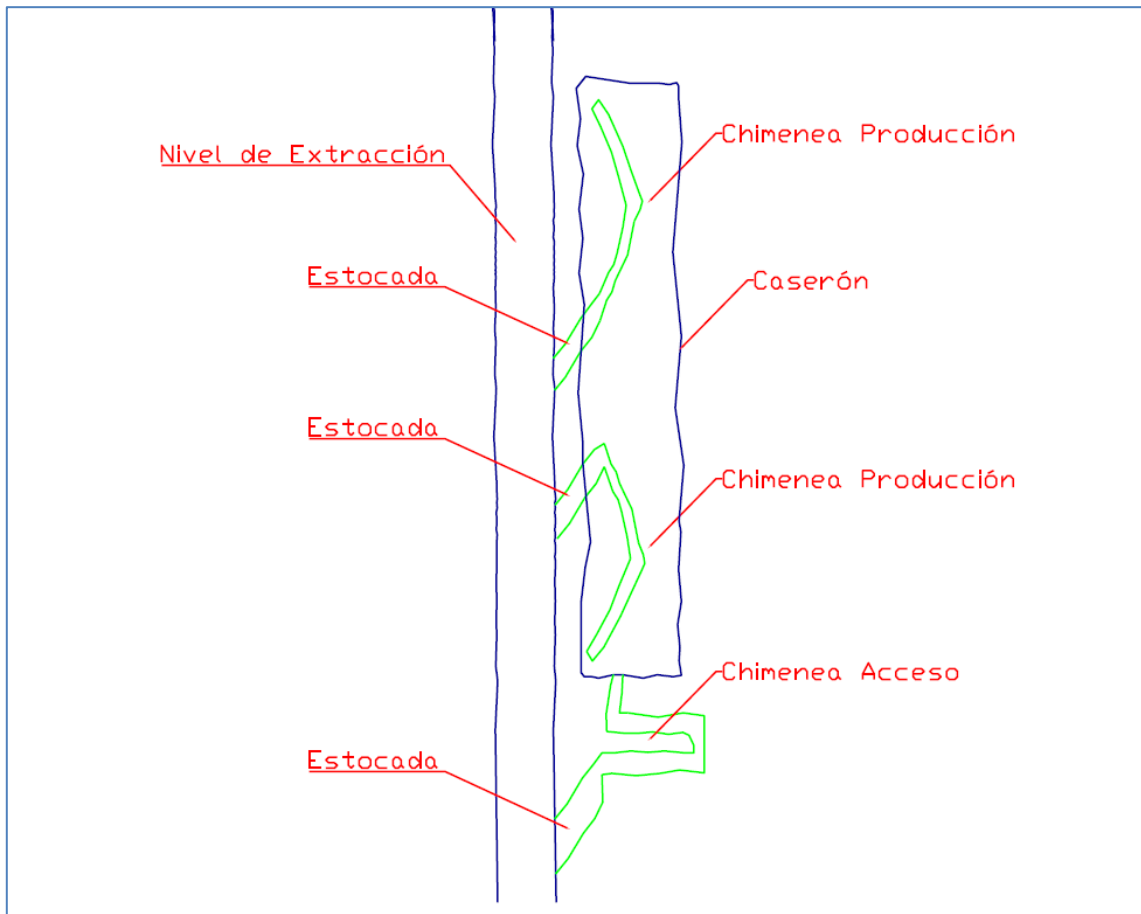


Figura 15 Vista en planta caserón Shrinkage Stopping

El dimensionamiento y estabilidad del caserón se analiza en detalle en el anexo 8.5.2. Se utiliza el método empírico desarrollado por Mathews y Potvin (1988), calculándose el número de estabilidad N' y el radio hidráulico, como datos de entrada para el gráfico de estabilidad.

Adicionalmente, en la Figura 16 se aprecia la secuencia de explotación. Es importante notar que, al momento de explotar un cierto caserón, se debe continuar la construcción del nivel de extracción y la chimenea del caserón futuro, de manera de poder conectar los caserones, esto permite mejorar la ventilación y contar con una chimenea de acceso y/o escape.

Tabla 14: Dimensiones caserón de Shrinkage Stopping

Ancho (inferior) [m]	4,0
Alto [m]	25,0
Largo [m]	35,0
LHW [m]	4,0
LFW [m]	4,0
Ancho (superior) [m]	4,0

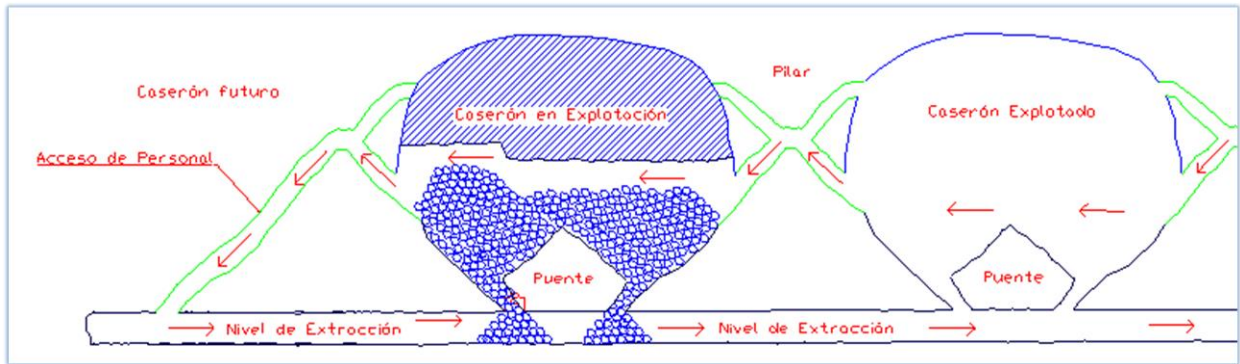


Figura 16: Secuencia de explotación de Shrinkage Stopping

La recuperación estimada para el método es del 70%, sin perjuicio de lo anterior, es posible aumentar la recuperación una vez que ha culminado la explotación de la veta, se puede realizar una gran tronadura para recuperar parte del mineral que haya quedado en forma de pilares, puentes, pisos, etc.

4.2.3. Ritmo de Explotación

Como se mencionó en el capítulo 3.2, las fórmulas existentes para calcular tanto el ritmo óptimo de producción y la vida de la mina en base a la cantidad de reservas, son solo una guía y serán tomadas por el autor solamente como un indicador del orden de magnitud de los valores que definirán la operación de Mina Rafaela.

A continuación, se presentan los valores que entregan las tres reglas para definir el ritmo de producción.

Tabla 15: Parámetros para cálculo de ritmo de producción

Recursos [Mt]	11,6
Reservas [Mt]	5,8
Ley Equivalente	1,75%

Tabla 16: Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de Taylor

	Mín	Promedio	Máx
VOE [años]	8,07	10,09	12,10
ROP [Mt/año]	0,75	0,93	1,12
ROP [ton/mes]	62.290	77.863	93.435

Tabla 17: Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de Mackenzie

ROP [ton/año]	547.601
ROP [ton/mes]	45.633

Tabla 18: Cálculo de ritmo óptimo de producción con regla de López-Jimeno

VOE [años]	8,65
ROP [ton/año]	670.901
ROP [ton/mes]	55.908
Con ley equivalente	
VOE [años]	5,52
ROP [ton/año]	1.051.088
ROP [ton/mes]	87.591

Por otro lado, al utilizar la metodología de VAN v/s Ritmo mina, se obtiene que el mayor beneficio se obtiene con un ritmo de 800 [tpd], lo que equivale a unos 24.000 [tpm] considerando 30 días de operación al mes, el detalle se muestra en el anexo 8.6.

4.2.4. Dimensionamiento de Equipos

Utilizando la metodología detallada en el capítulo 3.3 sobre dimensionamiento de equipos, se necesitan los siguientes equipos para perforación y extracción de mineral.

El detalle de los cálculos del dimensionamiento se puede ver en el anexo 8.7.

Tabla 19: Detalle equipos requeridos para perforación y extracción de mineral

Tarea/Actividad	Equipo	Cantidad
Perforación Room and Pillar	Jumbo DD2711	2
Perforación Shrinkage Stopping	YT-27	6
Extracción Mineral Producción	Scoop LH410	1
Extracción Mineral Desarrollo	Scoop LH203	1
Extracción Mineral	Dumper TH315	1
Apoyo	Minicargador	1

4.2.5. Ventilación

Dado el requerimiento de ventilación calculado, en la Tabla 20 se muestra el resumen del requerimiento de ventilación para cada criterio.

Tabla 20: Resumen de requerimiento de caudal de ventilación para Mina Rafaela

Caudal Por Diesel [m ³ /s]	30,23
Caudal Por Trabajadores [m ³ /s]	0,60
Caudal Por Producción [m ³ /s]	5,33
Caudal Por Consumo de Explosivo [m ³ /s]	2,43
Caudal Requerido Mina Rafaela [m ³ /s]	30,23

En el anexo 8.20 se detalla el cálculo del requerimiento de ventilación.

Se debe tener en cuenta que es necesario calcular cual es el caudal que necesita producir el circuito de ventilación.

Considerando que $Q_{filtraciones} = 30\% * Q_{requerido}$

$$Q_{total} = Q_{requerido} + Q_{filtraciones} = 39,30 \left[\frac{m^3}{s} \right]$$

Actualmente se cuenta con una chimenea de ventilación, sin embargo, al realizar la explotación en el sector sur de la pertenencia, se deberá construir otra chimenea de ventilación que permita ventilar correctamente ese sector. Es importante que la chimenea de ventilación llegue a superficie en una cota que permita mantener un buen gradiente de presión que genere un flujo adecuado de aire. De acuerdo a la experiencia en la faena, una cota adecuada para la rotura de la chimenea de ventilación en superficie es 850 [m]. Se debe buscar el lugar que permita construir esta labor con una pendiente adecuada y que sea lo más corta posible, para ello se debe considerar la topografía de la superficie.

4.3. Planta de Procesamiento

Se decide implementar la planta de procesamiento de minerales por sobre la alternativa de vender mineral ROM, la elección se debe principalmente a una razón económica, fundamentada en el anexo 8.15, en donde se identifican ventajas y desventajas de cada opción, además de la correspondiente evaluación económica. La ubicación más adecuada para la planta de procesamiento de minerales es en los faldeos del cerro donde se ubica la mina, de manera de aprovechar la ubicación para utilizar el movimiento descendente gracias a la fuerza de gravedad, para ello se debe obtener una servidumbre de ocupación en el área a utilizar.

El diseño de la planta de flotación se realiza en base a un ritmo mina de 800 [tpd], como se detalla en el capítulo 4.2.3. Los principales criterios considerados para el diseño son:

- Alimentación: 24.000 [tpm] de sulfuros de cobre con presencia de Calcopirita, bornita y plata.
- Operación de la planta en dos turnos de 12 horas cada uno durante 7 días por semana.
- Disponibilidad de la planta del 90%, capacidad de procesar 38 [t/h].

El mineral proveniente de la extracción de Mina Rafaela será transportado en camiones tolva de carretera con capacidad entre 30 [ton] y 40 [ton]. Los camiones descargan directamente en una parrilla que permite clasificar el sobretamaño. La abertura de la parrilla es de 10 [pulgadas]. El sobretamaño será reducido directamente en la parrilla con un martillo.

4.3.1. Equipos Planta

El esquema de procesos se muestra en la Figura 17. El detalle de los equipos a utilizar se muestra en el anexo 1118.8.

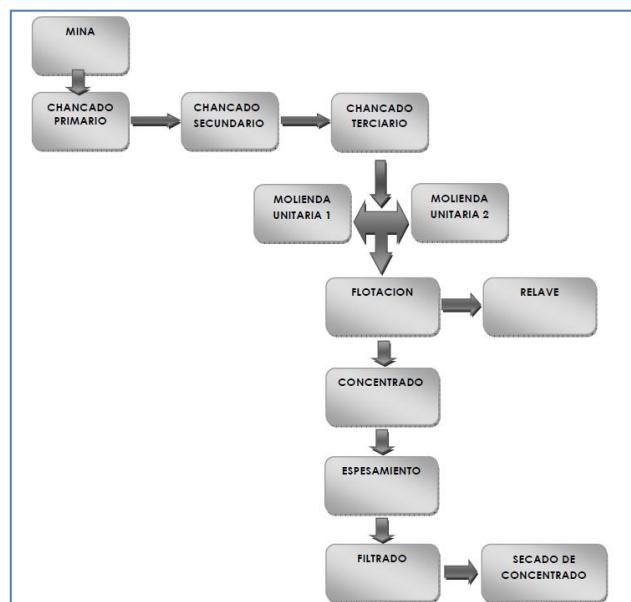


Figura 17: Diagrama en bloque de procesos

4.4. Infraestructura

4.4.1. Localización

El proyecto se ubica a aproximadamente 15 [km] de la Comuna de Cabildo, Provincia de Petorca, Región de Valparaíso.

Para acceder desde Santiago se toma la Ruta 5 en dirección al norte por 170 [km] hasta la comuna de La Liga, en donde se toma el desvío a Cabildo por 20 [km].

La comuna cuenta con poco más de 20.000 habitantes y ofrece todos los servicios básicos necesarios, adicionalmente se encuentra cercana la comuna de La Liga.

La cercanía con los poblados además facilita el abastecimiento de diversos suministros, entre ellos energía eléctrica, agua, etc.

El emplazamiento del yacimiento es en un antiguo distrito minero, por lo tanto hay gran oferta de mano de obra calificada en minería, lo que facilita la operación, debido a que no es necesario trasladar grandes distancias al personal.

El yacimiento se encuentra conectado por una red de carreteras que permiten rápido acceso desde Santiago, la fundición Ventanas, puerto de San Antonio y en general desde cualquier punto del país.

4.4.2. Polvorín

Considerando el ritmo de producción, se debe construir un polvorín que permita el almacenaje de explosivos para la operación de al menos una semana. Considerando un factor de carga de 250 [gr] de amongelatina al 60% por cada tonelada extraída, se requiere un consumo de aproximadamente 200 [kg] de explosivo diariamente.

Por lo tanto, se debe contar con un polvorín con capacidad para al menos 4.800 [kg] de amongelatina al 60%, lo que permite mantener una provisión para cuatro semanas de explosivos.

4.4.3. Abastecimiento de Agua

4.4.3.1. Fuentes de Agua

Posibles fuentes de agua más factibles.

- Pozos profundos ubicados en las zonas bajas del valle o en las cercanías del Río La Liga.
- Aguas subterráneas que afloran producto de la explotación minera.

- Captación de agua lluvia, el sector presenta precipitaciones cercanas a los 300 [mm] al año.
- Compra de derechos de agua a particulares.
- Compra de agua a particulares.

4.4.3.2. Infraestructura para Abastecimiento de Agua

Se necesita contar con una serie de estanques, bombas y ductos que permitan mantener el suministro necesario para la operación de la explotación.

- Bombas y ductos para desagüe desde interior mina.
- Estanque para almacenar agua extraída de la mina.
- Estanque ubicado en el campamento par suministro de agua potable.
- Estanque ubicado a una cota superior para abastecer de agua a perforadoras mediante gravedad. Bomba para abastecer este estanque.
- Estanque menor en la zona de talleres para limpieza de equipos y otros.
- Camión cisterna para riego de caminos.

4.4.4. Caminos

Dado que el yacimiento se ubica en un sector minero, ya existen caminos habilitados para el tránsito de camiones, pero se requiere realizar trabajos de manera de poder contar con caminos adecuados para un mayor flujo de camiones.

Entre los trabajos a realizar, inicialmente se debe aumentar el ancho del camino y construir pretilos e instalar señaléticas.

Posteriormente se debe realizar mantención periódica de caminos mediante la utilización de motoniveladora y camión cisterna para riego durante periodos de verano.

4.4.5. Botadero

Dado que parte del plan de explotación considera casi únicamente la extracción de mineral, maximizando la selectividad y minimizando realización de labores estéril. Sin perjuicio de lo anterior se construirá un botadero para el depósito de material estéril que pueda ser extraído de la mina, dado que también se considera depositar material estéril en las labores en desuso en interior mina, esto permite mejorar la estabilidad de las zonas ya explotadas y reducir el uso de equipos. El botadero se construirá en la ladera del cerro, cuidando no bloquear las quebradas de los cerros para evitar entorpecer el flujo de agua. Adicionalmente se construirá un pretil en la parte inferior del botadero para contener el material depositado.

4.4.6. Energía Eléctrica

La energía eléctrica se utilizará principalmente para sector oficinas, campamento, taller mecánico e interior mina, así como también la planta de procesamiento.

La obtención de la energía necesaria se realizará a través de varios canales, realizando contratos con el proveedor de energía eléctrica local, utilizando la misma red eléctrica instalada, además de ser necesario extender dicha red para llegar hasta la faena.

Dada la metodología en que se calcula la tarifa de energía eléctrica, se hace necesario considerar el arriendo o compra de un grupo electrógeno para generar electricidad en los horarios punta, esto permite general un ahorro considerable en el consumo de energía eléctrica en el horario de 18:00 a 23:00 hrs.

Por último, se implementará un conjunto de paneles de celdas fotovoltaicos para aprovechar la radiación solar, se debe considerar paneles solares, regulador de carga, banco de baterías de ciclo profundo y conversor de corriente.

4.4.7. Comunicaciones

En el área del yacimiento se cuenta con señal de celular de varias compañías, sin embargo, se hace necesaria la instalación de una red de fibra óptica para obtener una mayor disponibilidad. Esto permite contar con redes telefónicas e internet.

Además, se requiere contar un sistema de radio de señal VHF.

4.4.8. Suministro y Almacenamiento de Combustibles

El suministro de petróleo se realizará con camiones cisterna de alguna de las empresas distribuidoras de la zona, se realizan contratos de suministro periódico directamente a la faena.

El suministro de aceites y lubricantes se realizará mediante contratos con empresas distribuidoras de la ciudad de Santiago, debido a que se obtiene mayor variedad y precios más convenientes que con proveedores locales.

Se requiere contar con almacenamiento de combustible, petróleo, aceites lubricantes, eventualmente bencina. El almacenaje se realizará en un sector de fácil acceso tanto para carga como descarga del combustible.

Además, se debe impermeabilizar el área para evitar grandes contaminaciones en caso de derrame.

La distribución de los combustibles se realiza en contenedores tanto en interior mina como fuera, de manera de evitar grandes traslados de los equipos móviles al momento de cargar combustible.

4.4.9. Oficinas y Bodegas

Se deben construir oficinas tanto fuera de la mina, como algunas oficinas dentro de la mina. El uso será tanto administrativo como técnico.

Se requiere contar con una serie de bodegas para almacenamiento de repuestos, elementos de protección personal, materiales.

4.4.10. Talleres

Se ubicarán talleres mecánicos en las afueras de la mina, tanto para mantención de equipos, como la realización de trabajos menores de toda índole.

La utilización de talleres mecánicos es principalmente para reparaciones menores, pues la realización de trabajos de mayor envergadura será externalizada a personal especializado.

4.5. Estimación de costo de operación

Las estimaciones de costos se realizan utilizando la tasa de cambio para el dólar observado de 834,57, del día 19 de noviembre de 2021. Esta misma tasa de cambio se utiliza para la evaluación económica.

Se realiza la estimación de costo de operación mina en base a datos reales de la faena. Para el caso de procesamiento de mineral, se realizará la evaluación económica con un contrato de maquila con una planta privada de procesamiento de mineral, para este caso particular, se usará un costo de maquila de 27,45 [USD/ton].

4.5.1. Costo de Operación Mina

En el anexo 8.14 se detalla el desglose del costo de producción actual. En base a eso se estiman variaciones para cada ítem del desglose.

La variación por concepto de petróleo es un dato empírico, al cambiar el sistema de transporte y comenzar a utilizar equipos de mayor tamaño en comparación a los utilizados anteriormente.

Se espera que el consumo de explosivos disminuya al aumentar las tronaduras de producción, en comparación con las tronaduras de desarrollo. El pasar a un método en que la tronadura se realiza con dos caras libres, produce una disminución del consumo de explosivos.

Similar al análisis del consumo de explosivo, el costo de la mano de obra disminuirá principalmente por efecto de realizar las tronaduras con dos caras libres, el mineral que se remueve aumenta considerablemente respecto de lo que se obtiene al realizar tronadura en una frente cerrada con solo una cara libre.

El ítem EPP y materiales puede no sufrir una baja, dado que, al realizar compras por cantidades mayores, se puede acceder a menores precios, pero se debe regularizar el uso de estos productos, por lo que eventualmente habrá un aumento en las cantidades utilizadas.

Para el caso de mantenciones y reparaciones, al contar con equipos nuevos, que entregan una disponibilidad mecánica mucho mayor a los equipos que se usan actualmente en la faena, se tendrá un costo de reparaciones mucho menor, pero dado que se usaran equipos nuevos y con mayor tecnología, se deberá implementar mejores programas de mantención, lo que tenderá a aumentar el costo, pero se justifica con creces al contar con equipos más productivos y con mejor disponibilidad.

Tabla 21: Desglose de costo de producción actual y estimado

Ítem	Costo Actual [USD/ton]	Variación [%]	Costo Proyectado [USD/ton]
Petróleo	1,99	-13%	1,73
Explosivos	0,79	-15%	0,67
Mano de Obra	6,26	-15%	5,32
Honorarios	0,15	-20%	0,12
EPP y Materiales	0,32	0%	0,32
Mantenciones y Herramientas	2,63	20%	3,16
Gastos Administrativos	0,12	-15%	0,10
Campamento	0,53	0%	0,53
Fletes	1,82	0%	1,82
Otros Gastos	3,14	0%	3,14
Depreciación Activos	1,96	-15%	1,66
Costo Mina	19,72		18,59

El costo de operación esperado para la mina es 18,59 [USD/ton].

4.5.2. Costo de Desarrollo Mina

Se realiza una estimación de costo de desarrollo en estéril para labores de 2,5x2,5 [m].

Se realiza primero la estimación de costo por remoción de tonelada de estéril, luego considerando las dimensiones de la labor y la densidad de la roca, se obtiene la estimación de costo de desarrollo en 261,73 [USD/m].

Tabla 22 Desglose de estimación de costo de desarrollo para labor de 2,5x2,5m

Ítem	Costo [USD/ton]
Petróleo	1,73
Explosivos	0,6
Mano de Obra	4,2
Honorarios	0,1
EPP y Materiales	0,3
Mantenciones y Herramientas	3,15
Gastos Administrativos	0,1
Campamento	0,53
Fletes	0
Otros Gastos	3,14
Depreciación Activos	1,66
Costo de Desarrollo	15,51

4.5.3. Comentarios sobre Costos de Operación

El hecho de realizar una expansión en una operación minera implica un cambio en los costos operacionales, estos cambios se deben a varios factores, algunos de ellos se comentan a continuación.

- Existe un aumento en la compra de insumos, lo que permite acceder a mejores precios con los proveedores, o bien permite a acceder a comprar a proveedores que ofrecen no solo mejores precios, sino que también mejores servicios. Esto influye positivamente en la baja de los costos operacionales.
- Una compañía al aumentar su tamaño deberá incorporar un mayor control interno, tanto en la adquisición, distribución y uso de los diferentes insumos y otros. Esto afecta negativamente el costo de operación, pues aumentan los costos de administración.
- Al aumentar el tamaño de la compañía además se deben aumentar los estándares de seguridad, por ello aumentará el consumo de EPP, además se deben incorporar procedimientos operacionales, lo que disminuye el tiempo efectivo de trabajo, esto influirá negativamente en los costos operacionales.
- Como se hace necesario introducir máquinas de mayor envergadura y mayor tecnología, se debe contar con mano de obra con mayor nivel de calificación, por lo que el costo de dicha mano de obra será mayor, sin embargo, aumentará la productividad, por lo que el costo de producción por concepto de mano de obra en dólares por tonelada posiblemente no variará mucho, pero si se tendrá un aumento en la producción.

4.6. Estimación de costo de capital

La estimación de costo de capital se realiza considerando el requerimiento de flota de equipos, perforación, extracción de mineral, ventilación y transporte de mineral.

Para el caso de los desarrollos, se ha realizado la estimación en base al método de explotación propuesto, esta estimación considera todos los desarrollos en estéril que se deben realizar, comenzando por el socavón, galerías de acceso a la zona de explotación, cruzados, habilitar puntos de extracción, con sus respectivas chimeneas, y chimeneas de acceso.

Respecto a las instalaciones de superficie, se considera oficinas, bodegas, talleres, salas de cambio, taller de reparaciones menores, polvorín, zona de almacenaje de combustible y lubricantes, y algunas otras instalaciones menores.

Tabla 23: Estimación de Costo de Capital Mina

Ítem	Costo [USD]
Adquisición de Equipos	\$ 3.379.778
Socavón Acceso	\$ 1.148.701
Galerías	\$ 448.425
Cruzados	\$ 291.305
Puntos de Extracción	\$ 93.775
Chimeneas de Acceso	\$ 93.460
Piques de Traspaso	\$ 161.725
Chimeneas de Ventilación	\$ 214.775
Instalaciones de Superficie	\$ 1.623.906
Capital de Trabajo	\$ 1.526.305
Ingeniería y Administración	\$ 1.063.626
Contingencias	\$ 1.363.637
Total	\$ 11.409.419

4.7. Implementación del proyecto

La implementación del proyecto consta de varias etapas. Cada una de ellas tiene un plazo determinado.

Algunas de las etapas poseen plazos críticos que pueden retrasar el proyecto, entre ellas destacan:

- Aprobación de proyecto de DIA.
- Aprobación de Proyecto de Explotación por Sernageomin.
- Aprobación de Plan de Cierre por Sernageomin.
- Suministro permanente de agua.
- Suministro de energía eléctrica.

4.7.1. Permisos

Se debe conseguir pronunciamiento aprobatorio para una serie de permisos, de manera de lograr una oportuna y correcta implementación del proyecto.

Los permisos sectoriales son controlados por distintos Organismos Fiscalizadores: SEREMI de Salud, SAG, SERNAGEOMIN, Municipalidades, SUBTEL, Vialidad, Conaf, Autoridad Fiscalizadora, etc.

En el anexo 8.17 se muestra un listado de permisos sectoriales, no necesariamente todos aplicados a este proyecto.

4.7.2. Plan de Ejecución del Proyecto

Los componentes claves del plan de ejecución del proyecto son:

- Coordinación del proyecto por el Gerente General sobre los avances en cada etapa y sus respectivos reportes de avance.
- Trabajo de personal especializado en ejecución de proyectos, seguimiento de los procesos e identificación de posibles problemas.
- Mantener un flujo de información adecuado, que permita una correcta coordinación entre los participantes.
- Desarrollar un área de trabajo encargada de las relaciones con comunidades, organizaciones de gobierno, municipalidades, etc.
- Gestión de contratos de suministro, principalmente energía eléctrica, agua, obras civiles, etc.
- Adquisición de equipos.

4.7.3. Personal Clave

Se requiere personal clave tanto para las etapas de construcción, puesta en marcha y operación. En la etapa de construcción los profesionales claves serán los jefes de área principalmente:

- Jefe de Ingeniería
- Jefe de Adquisiciones
- Control de materiales
- Control de costos
- Contabilidad
- Seguridad
- Control de calidad
- Recursos humanos

En la puesta en marcha y operación del proyecto los puestos claves serán:

- Gerente General
- Jefe administrativo
- Jefe de Ingeniería
- Jefe de Operaciones
- Jefe de Mina
- Jefe de Transportes
- Jefe de Mantenciones
- Jefes de Turno
- Jefe de Adquisiciones
- Recursos Humanos
- Contabilidad

4.7.4. Contratos Claves

Se identifican los siguientes contratos claves.

- Suministro de energía eléctrica
- Suministro de combustibles
- Suministro de explosivos
- Suministro de agua
- Construcción de oficinas e instalaciones
- Maestranzas

4.8. Operación

4.8.1. Estructura organizacional

La estructura organizacional clave para la operación se muestra en la Figura 18

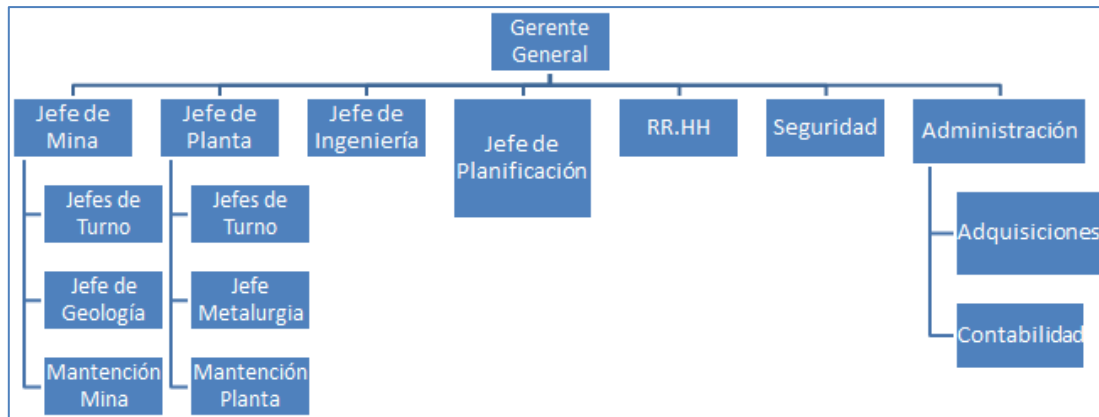


Figura 18: Estructura organizacional Mina Rafaela

4.8.2. Dotación de Personal

Tabla 24: Dotación requerida para trabajo en la mina

Dotación Personal Mina	Turno	Personal Turno	Total
Jefe de Mina	5x2	1	1
Jefe de Turno	7x7	1	5
Jefe de Geología	5x2	1	1
Jefe de Mantenimiento	5x2	1	1
Prevencionista de Riesgos	7x7	1	3
Operadores Jumbo	7x7	2	8
Ayudantes Jumbo	7x7	4	16
Perforistas Jackleg	7x7	6	24
Ayudantes Jackleg	7x7	6	24
Ayudantes	7x7	2	8
Operador LHD Toro 007	7x7	1	4
Operador LHD Toro 151	7x7	1	4
Operador Dumper LH307	7x7	1	4
Operador Minicargador	7x7	1	4
Mecánico	7x7	1	4
Total		30	111

Tabla 25: Dotación requerida para trabajo en la planta

Dotación Personal Planta	Turno	Personal Turno	Total
Jefe de Planta	5x2	1	1
Jefe de Turno	7x7	1	4
Jefe de Metalurgia	5x2	1	1
Jefe de Mantenición	5x2	1	1
Prevencionista de Riesgos	7x7	1	4
Operador Chancado	7x7	1	4
Operador Molienda	7x7	1	4
Operador Acondicionador y Reactivos	7x7	1	4
Operador Celdas Flotación	7x7	1	4
Encargado Laboratorio Químico	7x7	1	4
Operador Espesador y Filtros	7x7	1	4
Eléctrico	7x7	1	4
Mecánico	7x7	1	4
Total		13	43

Tabla 26: Dotación requerida para trabajo administrativo

Dotación Personal Administrativo	Turno	Personal Turno	Total
Jefe Administrativo	5x2	1	1
Jefe RRHH	5X2	1	1
Encargado Adquisiciones	5x2	1	1
Contabilidad	5x2	2	2
Conductor	5x2	3	3
Encargado Bodega	5x2	2	2
Encargado Informes	5x2	2	2
Secretaria	5x2	1	1
Junior	5x2	2	2
Total		15	15

4.9. Evaluación Económica

4.9.1. Análisis de Caso Base

Se realiza la evaluación económica para el caso base, en que los parámetros utilizados son los que se muestran en la Tabla 27.

Tabla 27: Parámetros utilizados para evaluación económica de caso base

Ritmo Mina [tpa]	288.000
Ley CuT [%] (*)	1,75
Ley Ag [ppm] (*)	16,05
Costo Mina [USD/ton]	18,59
Costo Procesamiento [USD/ton]	27,45
Costo G/A [MUSD/año]	1
Inversión [MUSD]	11,41
Precio Cu [USD/ton]	8.210
Precio Ag [USD/Oz]	20,49
Recuperación Metalúrgica Cu [%]	82
Recuperación Metalúrgica Ag [%]	70
Impuesto [%]	20
Royalty [%]	2
Tasa Descuento Anual [%]	8
VAN [MUSD]	94,70

(*) Valor promedio durante los 10 años.

El detalle del flujo de caja se aprecia en el anexo 8.16.

4.9.2. Análisis de Sensibilidad

Se realiza un análisis de sensibilidad al VAN del proyecto, de manera de verificar que tanto influyen algunos de los parámetros claves utilizados en la evaluación económica.

Este ejercicio ayuda a enfocar los esfuerzos en mejorar aquellos parámetros que dependen de la operación y/o gerencia.

4.9.2.1. Ley de Mineral

Se aprecia en la Figura 19 la gran sensibilidad que existe a la ley del mineral, este es un punto importante debido a la variabilidad que puede presentar la mineralización en un yacimiento de este tipo. Con una ley de mineral de 0,87% de Cu se tiene un VAN cercano a cero.

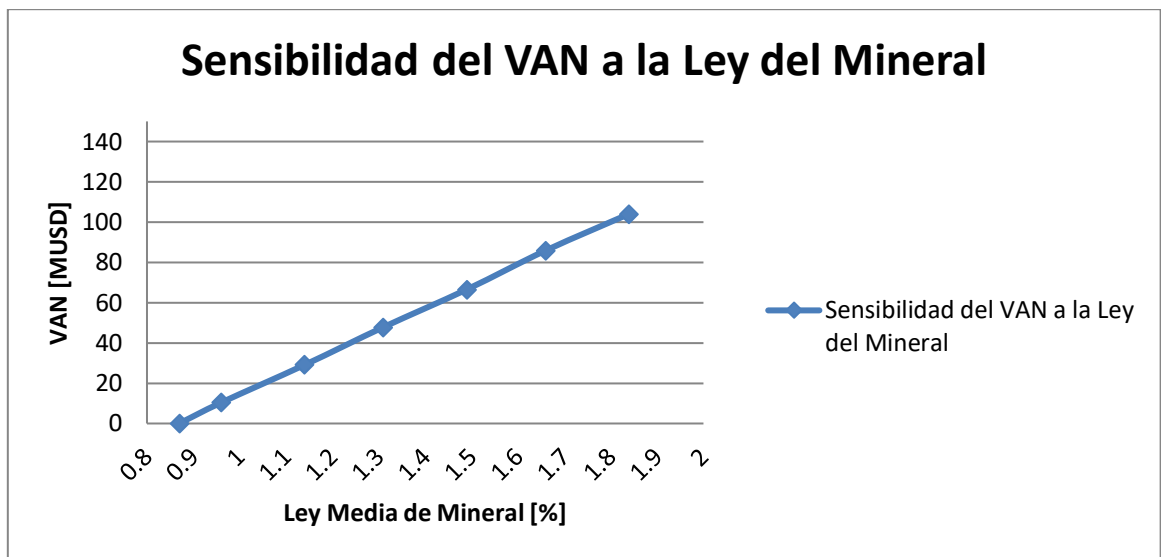


Figura 19: Sensibilidad del VAN a la variación de la ley de Mineral

4.9.2.2. *Recuperación Metalúrgica Cobre*

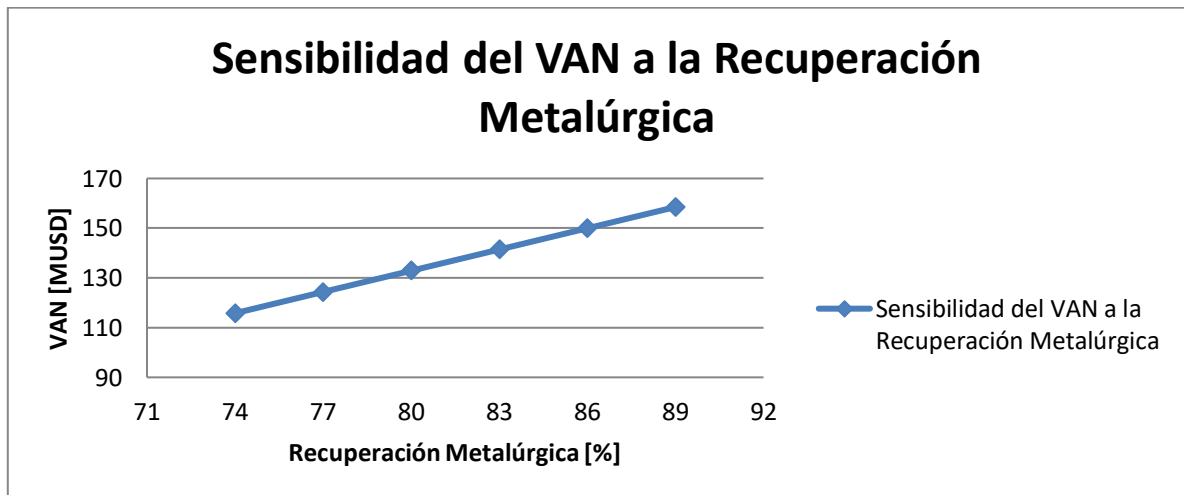


Figura 20: Sensibilidad del VAN a la variación de la Recuperación Metalúrgica

La sensibilidad a la recuperación metalúrgica, si bien es importante, no presenta una variación tan marcada como en el caso de la ley de alimentación, por otro lado, la planta de flotación al estar operando de manera regular no debería presentar una variación muy grande en la recuperación metalúrgica, considerando que se alimenta con un mismo tipo de mineral.

4.9.2.3. Precio del Cobre

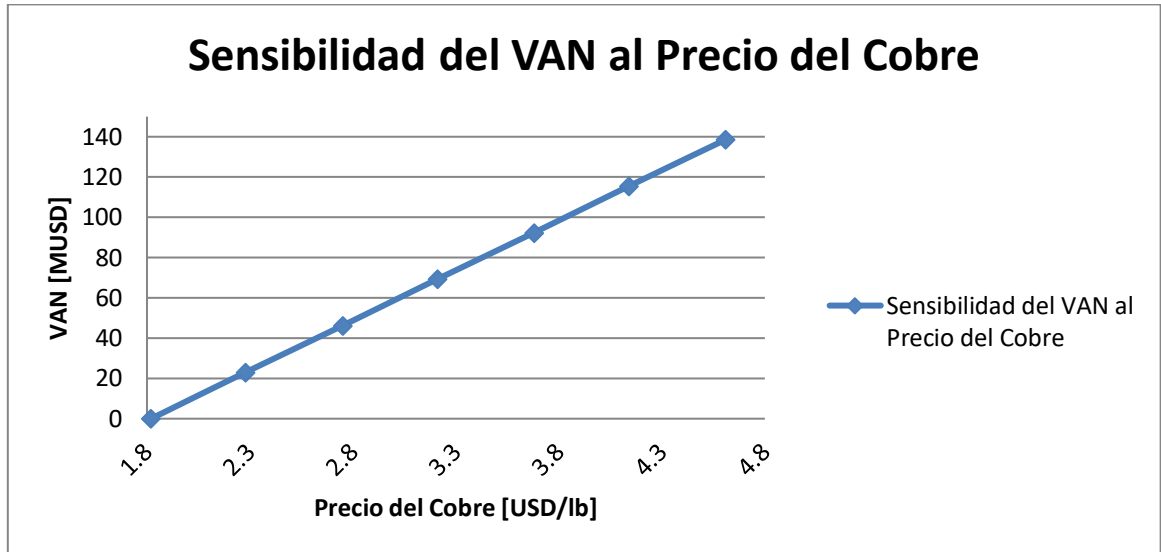


Figura 21: Sensibilidad del VAN a la variación del Precio del Cobre

Por último, la variación respecto del precio internacional del cobre también es bien considerable, este es un aspecto que se diferencia de los anteriores, pues como es natural, una empresa productora es un tomador de precios, y solo puede hacer lo posible con controlar los costos de producción de manera que el proyecto sea viable.

4.9.2.4. Ritmo de Explotación

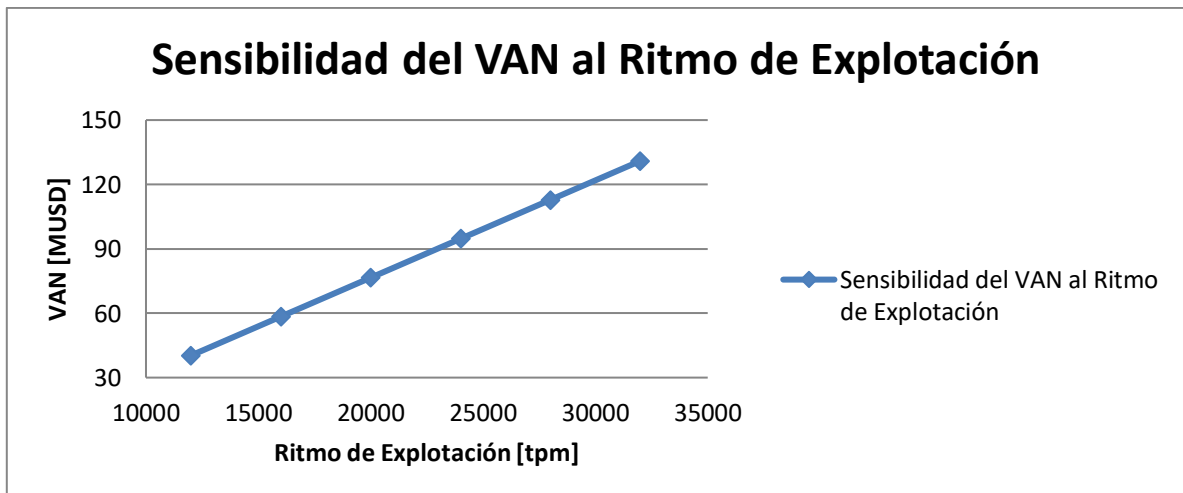


Figura 22 Sensibilidad del VAN al Ritmo de Explotación

4.9.2.5. *Maquila vs Planta Propia de Procesamiento*

Como alternativa a un contrato de procesamiento de mineral, se presenta la opción de construcción de la planta por parte de la compañía, si bien esto tiene algunas complicaciones desde el punto de vista medio ambiental, considerando que la construcción de un tranque de relaves requiere la aprobación por parte de la autoridad pertinente.

Utilizando como referencia un proyecto similar, se realizan las estimaciones de costo de capital y costo de inversión, solo a modo de verificar la sensibilidad en este aspecto.

Una ventaja importante de contar con una planta de procesamiento propia, es que se puede hacer lo necesario por mejorar la recuperación metalúrgica hasta donde sea posible desde el punto de vista técnico-económica, adecuando los parámetros metalúrgicos para optimizar la recuperación de un mineral en particular.

Tabla 28: Estimación de Costo de Capital Planta

Ítem	Costo [USD]
Adquisición de Equipos	\$ 2.830.708
Instalación	\$ 1.172.570
Lozas de concreto	\$ 181.818
Tuberías	\$ 455.947
Estructuras de Acero	\$ 173.107
Instrumentación	\$ 181.567
Aislación	\$ 52.335
Red Eléctrica	\$ 220.838
Revestimientos y sellantes	\$ 40.438
Construcción de Planta	\$ 483.407
Tranque de relave	\$ 909.938
Capital de Trabajo	\$ 866.679
Ingeniería y Administración	\$ 310.495
Contingencias	\$ 181.818
Total	\$ 8.061.665

Adicionalmente se estima el costo de operación para el procesamiento de mineral.

Tabla 29: Estimación costo de operación de planta

Ítem	Costo [USD/ton]
Combustible & Lubricantes	1,35
Transporte Concentrado	0,30
Compra agua industrial	2,30
Energía Eléctrica	4,24
Bolas de acero	0,64
Insumos y Gastos Generales	0,29
Reactivos	0,42
EPP	0,10
Mantenimiento	2,87
Recursos Humanos	5,80
Traslado Personal	0,75
Amortización	4,32
Depreciación	1,18
Laboratorio	0,28
Costo Planta	24,85

Ritmo Mina [tpa]	288.000
Ley CuT [%] (*)	1,75
Ley Ag [ppm] (*)	16,05
Costo Mina [USD/ton]	18,59
Costo Procesamiento [USD/ton]	24,85
Costo G/A [MUSD/año]	1
Inversión [MUSD]	19,47
Precio Cu [USD/ton]	5.806
Precio Ag [USD/Oz]	21,95
Recuperación Metalúrgica Cu [%]	85
Recuperación Metalúrgica Ag [%]	70
Impuesto [%]	20
Royalty [%]	2
Tasa Descuento Anual [%]	8
VAN [MUSD]	43,48

4.10. Oportunidades y Riesgos

4.10.1. Oportunidades

Se identifican algunas oportunidades que pueden ser beneficiosas para el proyecto de expansión.

- Invertir en exploración, principalmente en campañas de sondaje, lo que puede aumentar la confianza y/o la cantidad de recursos y reservas disponibles.
- Lograr un aumento de la recuperación metalúrgica, lo que influye considerablemente en la evaluación económica del proyecto.

4.10.2. Riesgos

Se identifican algunos riesgos que pueden impactar negativamente en el proyecto de expansión.

- No lograr la recuperación metalúrgica planificada para la planta de procesamiento.
- Que se genere una tendencia de precios de cobre a la baja, lo que pueda afectar el flujo de caja.
- Retrasos en la construcción del proyecto, esto disminuirá el VAN.
- Retraso en la obtención de la aprobación del proyecto de explotación por parte de Sernageomin, o bien retraso en la obtención de la aprobación del DIA.
- Oposición de las comunidades a la ejecución del proyecto.

5. RECOMENDACIONES Y FUTUROS TRABAJOS

5.1.1. Campaña de Sondajes

De modo de aumentar la confiabilidad de las estimaciones de recursos, y así poder desarrollar la expansión con un menor riesgo, se propone realizar una campaña de sondajes, diseñada a partir de la información disponible tanto de producción, geología del distrito, como también de las anteriores campañas de sondajes.

Tabla 30: Detalle de sondajes recomendados a realizar

Sondaje	Este	Norte	Azimut	Inclinación	Largo
Sondaje 1	305.522	6.402.140	90	-10	220
Sondaje 2	305.446	6.402.207	90	-10	220
Sondaje 3	305.650	6.402.905	270	-45	200
Sondaje 4	305.684	6.402.637	290	-45	200
Sondaje 5	305.498	6.402.559	70	-20	200
				Total	1.040

En el anexo 8.22 se aprecia la ubicación en el plano de los sondajes recomendados.

6. CONCLUSIONES

La realización de un proyecto de expansión como éste para Minera Rafaela, representa un gran desafío desde el punto de vista organizacional, por lo tanto se hace necesario ahondar en cada uno de los temas tratados en este trabajo de manera de tener una mejor visión de lo que se requiere para lograr operar y cumplir las metas planificadas.

Un aspecto importante, al cual siempre se le debe prestar mucha atención es la estimación de recursos, razón por la cual se recomienda realizar mayor cantidad de sondajes y labores de reconocimientos, de manera de mejorar cada vez más las interpretaciones geológicas.

En lo que concierne al método de explotación, se tiene experiencia previa en explotaciones mediante Room and Pillar y caserones, por lo tanto no debería ser una dificultad el hecho de aplicar el método acá propuesto.

Respecto a temas técnicos del proyecto, es importante mencionar la dependencia de este tipo de proyectos con el precio de venta del cobre, al tratarse de proyectos de mediana minería y con vidas relativamente cortas, se verán afectados tal vez en mayor medida que proyectos a largo plazo.

Dado el escenario actual de la minería tanto en Chile como a nivel mundial, parece necesario hacer notar la falta de conocimiento técnico que existe a nivel de pequeña minería, esto es algo realmente preocupante pues se debe tender a llevar procesos más productivos a todo nivel de minería, esto convertirá en rentables muchos yacimientos que sin la aplicación de conocimiento no podrían ser explotados.

7. BIBLIOGRAFÍA

1. **Dirección Meteorológica de Chile.** [En línea] www.meteochile.cl.
2. **Climate Data.** Climate Data. [En línea] Mayo de 2015. www.climate-data.org.
3. **Tolosa, Lemuel.** *Columna Estratigráfica Yacimiento Mina Rafaela, Cabildo*: Minera Rafaela S.A. 2015.
4. **Millan, Augusto.** *La Minería Metálica en Chile en el siglo XX*. 2006.
5. **Municipalidad de Cabildo.** www.municabildo.cl. [En línea]
6. **Nicholas.** *Method Selection-A Numerical Approach, Design and Operation of Caving and Sublevel Stopping Mines*. 1981.
7. **Atlas Copco.** *Mining Methods in Underground Mining*. 2008.
8. **Silva, Jaime.** *Informe sobre sondajes mina Rafaela distrito cabildo sur V región chile*. 2001.
9. **Manquel Alvares, Víctor Tapia.** *Informe Campaña de Sondajes Mina Rafaela*. 2013.
10. **Dirección General de Movilización Nacional.** *Listado de Referencia de Equivalencias de Productos Explosivos*. 2012.
11. **London Metal Exchange.** London Metal Exchange. [En línea] www.lme.com.
12. **Banco Central de Chile.** [En línea] Abril de 2015. www.bcentral.cl.
13. **COCHILCO.** *Informe de Tendencias del Mercado del Cobre*. 2020.
14. **SONAMI.** *Manual de procedimientos para cálculo de tarifas de minerales y productos mineros*. 1996.

8. ANEXOS

8.1. Anexo A: Resumen de producción mensual de Mina Rafaela

Tabla 31: Resumen de producción mensual de Mina Rafaela

Año	Mes	Peso Seco [ton]	Finos Cu [Ton]	Ley CuIns [%]	Ley Ag [ppm]
2006	Abr	196,52	4,1	2,10%	0,00
	Jun	512,22	8,4	1,64%	17,97
	Jul	48,30	1,1	2,20%	20,00
	Ago	109,33	1,4	1,25%	13,75
	Sep	183,78	2,8	1,53%	17,53
	oct	136,35	1,4	1,02%	12,67
	nov	89,64	0,7	0,73%	8,98
	dic	22,30	0,4	1,69%	13,01
2008	ene	262,04	3,9	1,49%	1,1
	feb	334,24	4,8	1,45%	9,61
	mar	107,96	1,6	1,48%	5,93
	abr	208,49	3,0	1,44%	0,00
	may	130,62	2,1	1,60%	0,00
	jun	286,30	4,0	1,38%	0,00
	jul	181,31	2,4	1,35%	0,00
	ago	176,23	2,6	1,47%	13,20
	sep	133,30	1,8	1,33%	15,40
	oct	59,99	1,3	2,13%	0,00
	nov	261,44	4,4	1,70%	2,77
2009	ene	570,51	8,2	1,44%	9,52
	mar	32,80	0,4	1,31%	0,00
	abr	367,06	4,9	1,33%	10,94
	may	37,11	0,6	1,51%	0,00
	sep	68,59	1,2	1,68%	19,71
	oct	118,93	2,1	1,74%	15,18
	nov	103,96	1,5	1,45%	12,00
	dic	191,54	2,8	1,44%	17,18
2010	ene	192,43	3,1	1,59%	15,72
	feb	212,63	3,4	1,61%	13,51
	abr	429,45	4,9	1,13%	9,08
	may	197,26	2,3	1,19%	9,12
	jun	453,46	5,2	1,15%	8,12
	jul	200,85	3,2	1,58%	14,91
	ago	176,04	2,2	1,24%	8,50
	sep	105,30	1,5	1,47%	0,00
	oct	86,00	1,3	1,47%	10,06

	nov	134,04	0,8	0,58%	8,23
	dic	195,46	2,2	1,12%	13,35
2011	ene	71,97	1,0	1,34%	16,49
	feb	15,74	0,2	1,57%	23,00
	mar	-	-	0,00%	0,00
	abr	34,48	0,4	1,06%	10,47
	may	163,28	1,9	1,19%	12,99
	jun	356,32	4,7	1,31%	7,59
	jul	282,12	3,6	1,28%	9,53
	ago	270,64	3,6	1,32%	7,88
	sep	463,38	8,0	1,73%	28,83
	oct	604,71	12,4	2,05%	16,85
	nov	787,12	8,3	1,06%	9,19
	dic	622,21	7,6	1,22%	10,57
2012	ene	-	-	1,22%	10,57
	feb	-	-	1,22%	10,57
	mar	-	-	1,22%	10,57
	abr	-	-	1,22%	10,57
	may	-	-	1,22%	10,57
	jun	478,57	7,6	1,58%	10,71
	jul	520,60	6,8	1,30%	11,85
	ago	839,37	9,5	1,13%	10,23
	sep	337,99	5,2	1,55%	11,03
	oct	468,82	3,6	0,77%	7,31
	nov	475,77	6,1	1,28%	12,76
	dic	406,58	13,0	3,20%	24,51
2013	ene	690,39	8,9	1,28%	12,85
	feb	810,00	12,8	1,58%	25,38
	mar	1.033,78	23,8	2,30%	22,75
	abr	1.019,52	30,8	3,02%	29,57
	may	776,66	21,3	2,74%	24,27
	jun	1.024,52	27,6	2,69%	16,45
	jul	1.216,26	28,2	2,32%	16,15
	ago	1.174	26,0	2,22%	18,29
	sep	975	22,7	2,33%	18,27
	oct	1.234	25,2	2,04%	14,90
	nov	1.216	25,6	2,11%	17,79
	dic	1.231	21,4	1,74%	16,64
2014	ene	1.255	24,2	1,93%	14,15
	feb	1.064	24,8	2,33%	22,19
	mar	1.222	27,2	2,23%	26,25
	abr	1.463	31,2	2,13%	14,35
	may	1.471	27,3	1,85%	4,39
	jun	1.508	23,3	1,54%	8,46

	jul	1.717	46,0	2,68%	62,65
	ago	1.284	33,7	2,63%	0,00
	sep	1.425	31,8	2,23%	0,00
	oct		-	0,00%	
	nov		-	0,00%	
	Dic		-	0,00%	
2015	ene	664	11,0	1,65%	8,17
	feb	592	10,4	1,76%	11,51
	mar	920	17,4	1,89%	18,22
	abr	475	8,8	1,85%	13,50
	may	494	9,2	1,87%	16,30
	jun	563	10,9	1,94%	12,50
	jul	501	8,9	1,78%	14,20
	ago	450	8,3	1,85%	12,30
	sep	489	9,3	1,91%	13,10
	oct	588	10,4	1,77%	14,20
	nov	532	10,7	2,01%	15,20
	Dic	472	8,9	1,89%	14,30
2016	ene		-	0,00%	
	feb		-	0,00%	
	mar		-	0,00%	
	abr	967	18,4	1,90%	14,23
	may	393	7,0	1,77%	18,64
	jun	1.008	20,8	2,06%	16,25
	jul	823	16,1	1,96%	13,80
	ago	975	18,3	1,88%	14,10
	sep	642	11,3	1,76%	11,71
	oct	827	13,0	1,57%	13,20
	nov	323	5,2	1,60%	15,00
	Dic	915	14,0	1,53%	12,80
2017	ene	1.061	17,2	1,62%	17,77
	feb	1.347	24,6	1,82%	20,18
	mar	1.840	31,5	1,71%	18,00
	abr	1.145	29,1	2,54%	22,25
	may	1.382	32,7	2,37%	17,62
	jun	1.924	48,0	2,49%	21,91
	jul	1.911	40,6	2,12%	16,42
	ago	1.959	43,4	2,22%	19,12
	sep	1.520	32,7	2,15%	15,93
	oct	1.591	40,6	2,55%	19,98
	nov	1.981	43,8	2,21%	21,13
	Dic	1.964	44,9	2,29%	20,99
2018	ene	1.949	43,7	2,24%	22,92
	feb	1.591	32,6	2,05%	21,13

	mar	1.613	30,3	1,88%	20,14
	abr	1.649	38,0	2,31%	23,81
	may	1.983	38,8	1,96%	18,50
	jun	1.816	35,9	1,98%	13,67
	jul	1.039	14,5	1,40%	13,08
	ago	1.243	23,2	1,86%	13,52
	sep	1.399	25,6	1,83%	13,11
	oct	2.047	35,3	1,72%	16,65
	nov	2.340	48,7	2,08%	16,79
	Dic	2.564	51,4	2,01%	19,92
2019	ene	3.521	49,3	1,40%	15,29
	feb	4.052	68,0	1,68%	18,46
	mar	5.904	103,7	1,76%	14,16
	abr	5.620	97,9	1,74%	16,57
	may	5.574	95,9	1,72%	12,42
	jun	4.914	84,2	1,71%	12,96
	jul	4.512	75,5	1,67%	13,07
	ago	5.254	97,4	1,85%	16,02
	sep	4.471	72,2	1,62%	15,15
	oct	6.308	98,5	1,56%	15,32
	nov	5.312	88,5	1,67%	16,36
	Dic	5.560	85,8	1,54%	14,60
2020	ene	4.666	57,9	1,24%	10,15
	feb	5.233	82,7	1,58%	12,02
	mar	6.901	118,0	1,71%	8,74
	abr	5.699	71,8	1,26%	8,19
	may	4.167	62,5	1,50%	14,49
	jun	6.448	118,0	1,83%	14,16
		187.914	3.374	1,80%	15,89

8.2. Anexo B: Información de Sondajes con Leyes de Cobre mayor a 0.5%

Tabla 32: Resumen de tramos de sondajes con leyes de cobre superior a 0.5%

BHID	FROM	TO	CUT	CUS	AG
DDH-08-006	9	12	0,53	s/i	s/i
DDH-08-006	93,33	94,34	0,97	s/i	s/i
DDH-08-006	134,5	137	0,74	s/i	s/i
DDH-08-006	142	144,2	0,93	s/i	s/i
DDH-08-006	149	151,56	1,2	s/i	s/i
DDH-08-006	151,56	154,4	0,75	s/i	s/i
DDH-08-006	154,4	155,85	1,2	s/i	s/i
DDH-08-006	155,85	156,45	1,11	s/i	s/i
DDH-08-006	156,45	159,5	1,62	s/i	s/i
DDH-08-006	165,55	167,25	0,52	s/i	s/i
DDH-08-006	212	212,9	1,2	s/i	s/i
DDH-08-006	212,9	214	4,31	s/i	s/i
DDH-08-006	236,3	239,3	0,95	s/i	s/i
DDH-08-014	14,8	16,1	2,28	s/i	s/i
DDH-08-014	16,1	17,5	3,87	s/i	s/i
DDH-08-014	17,5	19,6	1,71	s/i	s/i
DDH-08-014	19,6	21,6	1,61	s/i	s/i
DDH-08-014	21,6	23,2	0,58	s/i	s/i
DDH-08-014	24,8	25,55	1,65	s/i	s/i
DDH-08-014	60,9	61,1	0,92	s/i	s/i
DDH-08-014	61,1	61,45	0,8	s/i	s/i
DDH-08-014	87,35	89,25	0,62	s/i	s/i
DDH-08-014	93,9	94,4	0,51	s/i	s/i
DDH-08-014	96,7	97,1	0,78	s/i	s/i
DDH-08-014	98,3	99,85	0,63	s/i	s/i
DDH-08-014	99,85	100,1	1,01	s/i	s/i
DDH-08-014	134,49	134,9	0,72	s/i	s/i
DDH-08-014	207,9	210	0,59	s/i	s/i
DDH-08-014	211,05	213,2	0,88	s/i	s/i
DDH-08-014	213,2	215,4	1,63	s/i	s/i
DDH-08-014	215,4	217,6	1,46	s/i	s/i
DDH-08-014	217,6	219,7	2,65	s/i	s/i
DDH-08-014	219,7	221,65	1,5	s/i	s/i
DDH-08-014	233,6	235	2,33	s/i	s/i
DDH-08-014	235	236,35	1,26	s/i	s/i
DDH-08-014	242,7	244,5	1,1	s/i	s/i
DDH-08-023	45,3	47,3	0,8	0,76	s/i
DDH-08-023	47,3	49,3	2	1,99	s/i

DDH-08-023	77,25	78,2	0,53	s/i	s/i
DDH-08-023	87	90	0,56	s/i	s/i
DDH-08-023	107,6	108,6	0,68	0,1	s/i
DDH-08-023	117	118	1,5	0,36	s/i
DDH-08-023	118	119	0,83	0,22	s/i
DDH-08-023	119	120	0,56	s/i	s/i
DDH-08-023	120	121,1	0,52	s/i	s/i
DDH-08-023	136,8	137,55	1,29	s/i	s/i
DDH-08-038	8,5	10,5	0,91	s/i	s/i
DDH-08-038	10,5	11,5	0,8	s/i	s/i
DDH-08-038	11,5	12,45	1,05	s/i	8
DDH-08-038	12,45	14,65	2,15	s/i	46
DDH-08-038	14,65	17,5	0,64	s/i	s/i
DDH-08-038	24,41	26,34	1,1	s/i	11
DDH-08-038	97,7	98,35	0,55	s/i	s/i
DDH-08-038	104,5	104,9	0,81	s/i	s/i
DDH-08-038	104,9	106,7	1,26	s/i	12
DDH-08-038	106,7	108,5	1,27	s/i	15
DDH-08-038	108,5	110,4	0,88	s/i	s/i
DDH-08-038	110,4	112,2	0,71	s/i	s/i
DDH-08-038	134,4	135,45	0,51	s/i	s/i
DDH-08-038	141,77	142,62	0,99	s/i	s/i
DDH-08-038	151,2	152,5	1,02	s/i	s/i
DDH-08-038	212,6	213,3	0,9	s/i	s/i
DDH-08-038	213,3	214,2	2,23	s/i	s/i
DDH-08-038	214,2	215,2	0,56	s/i	s/i
EN-144-12	11,8	12,8	0,608	0,496	1,3
EN-144-12	12,8	13,8	0,855	0,743	1,3
EN-144-12	13,8	14,8	0,678	0,591	2
EN-144-12	14,8	15,8	0,787	0,67	2,3
EN-144-12	15,8	16,8	1,058	0,875	3
EN-144-12	16,8	17,8	0,886	0,773	9
EN-144-12	17,8	18,8	1,281	1,19	14,2
EN-144-12	18,8	19,8	1,708	1,664	28,5
EN-144-12	19,8	20,8	3,339	3,212	55,1
EN-144-12	20,8	21,8	2,376	2,297	34,5
EN-144-12	21,8	22,8	2,495	2,399	26,7
EN-144-12	22,8	23,8	2,148	2,081	37,3
EN-144-12	23,8	24,8	1,989	1,886	28,8
EN-144-12	24,8	25,8	1,337	1,313	18,7
EN-144-12	25,8	26,8	0,554	0,451	4,9
EN-144-12	26,8	27,8	0,599	0,483	4,4
EN-148-12	20,4	21,4	0,728	0,702	s/i
EN-148-12	21,4	22,4	0,55	0,54	s/i

EN-148-12	37,3	38,3	1,283	1,201	s/i
EN-148-12	38,3	39,3	1,206	1,087	s/i
EN-148-12	39,3	40,3	0,684	0,681	s/i
EN-148-12	40,3	41,3	0,583	0,574	s/i
EN-148-12	45,3	46,3	0,687	0,671	s/i
EN-148-12	81,1	82,1	0,847	0,635	s/i
EN-148-12	82,1	83,1	2,68	1,397	s/i
EN-148-12	83,1	84,1	1,125	0,929	s/i
EN-149-12	5,9	6,9	0,674	0,652	s/i
EN-149-12	6,9	7,9	1,23	1,276	s/i
EN-149-12	7,9	8,9	0,824	0,813	s/i
EN-149-12	8,9	9,9	0,749	0,717	s/i
EN-149-12	9,9	10,9	0,941	0,943	s/i
EN-149-12	10,9	11,9	0,766	0,733	s/i
EN-149-12	57,85	58,85	1,129	1,152	s/i
EN-149-12	58,85	59,85	1,35	1,396	s/i
EN-149-12	59,85	60,85	0,728	0,719	s/i
EN-157-12	124,7	125,7	0,745	0,352	s/i
EN-157-12	125,7	126,7	0,779	0,669	s/i
EN-157-12	128,7	129,7	3,923	s/i	s/i
EN-157-12	129,7	130,8	2,665	s/i	s/i
EN-157-12	130,8	131,7	1,579	s/i	s/i
EN-157-12	132,7	133,7	0,545	s/i	s/i
EN-157-12	133,7	134,7	0,726	s/i	s/i
EN-157-12	134,7	135,7	0,939	s/i	s/i
EN-157-12	135,7	136,7	1,111	s/i	s/i
EN-157-12	136,7	137,7	1,204	s/i	s/i
EN-157-12	137,7	138,7	1,361	s/i	s/i
EN-157-12	138,7	139,7	0,549	s/i	s/i
EN-157-12	139,7	140,7	1,731	s/i	s/i
EN-157-12	140,7	141,7	2,745	s/i	s/i
EN-157-12	141,7	142,7	1,626	s/i	s/i
EN-157-12	142,7	143,7	0,705	s/i	s/i
Morro-1	45,95	46,95	0,814	0,724	16,8
Morro-1	46,95	47,95	0,853	0,781	17,5
Morro-1	47,95	48,95	0,512	0,447	9,7
Morro-1	62,55	63,55	0,678	s/i	14,1
Morro-1	63,55	64,55	1,485	s/i	28,2
Morro-1	64,55	65,55	1,166	s/i	20,4
Morro-1	70,55	71,55	0,73	s/i	6,9
Morro-1	71,55	72,55	0,555	s/i	8
Morro-1	73,55	74,55	0,701	s/i	1,5
Morro-1	76,55	77,55	0,59	s/i	3,2
S1	0	1,8	1,63	s/i	7

S2	7,6	8,6	0,76	s/i	4
S4	2,88	6,45	2,38	2,16	7
S4	6,45	8,1	2,55	2,35	14
S6	11,9	13,3	2,52	0,24	8
S6	15,86	17,35	0,67	0,02	6
S6	20,03	23,15	0,6	0,05	5
S8	28,8	29,97	0,57	0,02	2

8.3. Anexo C: Justificación geológica para estructuras tipo veta y mantos

8.3.1. Estructura Tren al Sur 1

Tabla 33: Definición Estructura Tren al Sur 1

Estructura	Tren al Sur 1	Potencia [m]	1,6
Rumbo	N-S	Corrida [m]	150
Manteo	85°E	Altura [m]	172
Ley Cu Ins [%]	0,94	Mineral Contenido [ton]	111.456

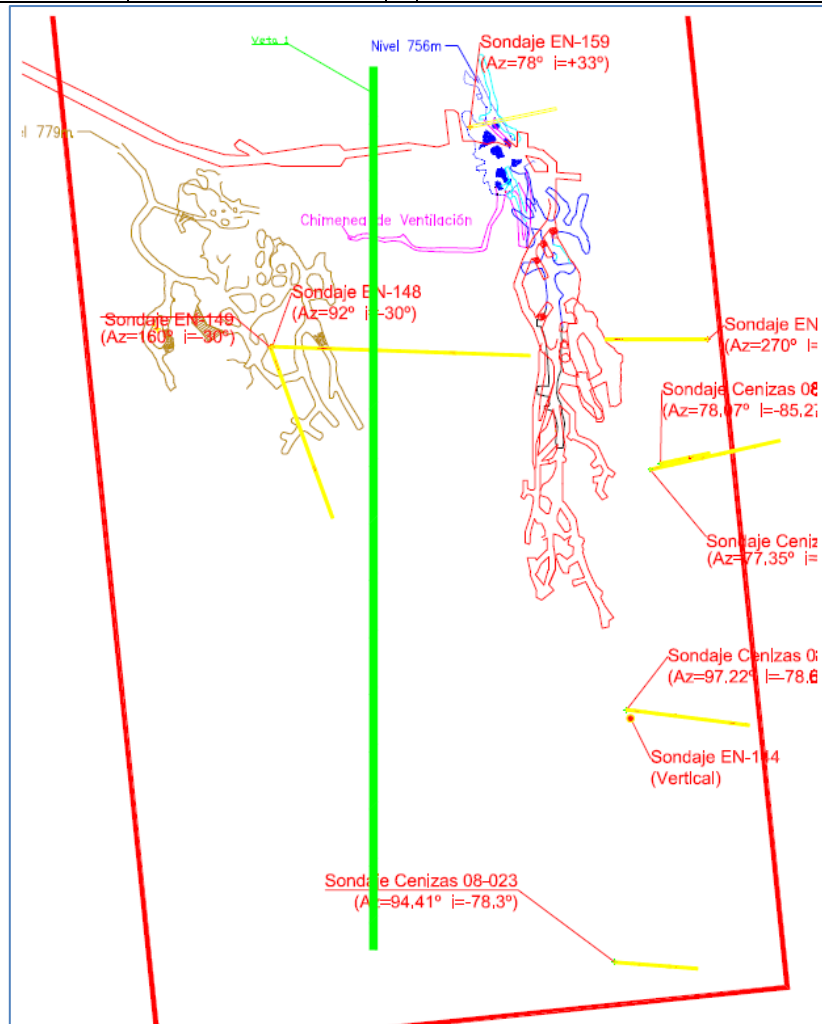


Figura 23: Estructura Tren al Sur 1

Esta estructura se define gracias al sondaje EN-148 y a información de producción de la mina, ya que en el socavón de acceso, aproximadamente en el punto de coordenadas 305609E y 6402419N presentó mineralización.

Considerando una estructura con rumbo N-S, se puede calcular un manteo de 85°E, considerando la diferencia de cotas. Luego es posible obtener un

espesor real de la estructura en el punto cortado por el sondaje, en base a la diferencia entre la dirección del manto de la estructura y la dirección del sondaje, que en este caso nos da 1,6 [m] de espesor. Además se estima la prolongación en la vertical es de 172 [m], pues la labor del socavón se ubica en la cota 732, y el sondaje cortó en la cota 844, y asumiendo una influencia de 20 [m] desde el punto cortado por el sondaje. La extensión en la N-S se propone en 150 [m], con esta información se obtienen recursos por 111.456 [ton] con una ley media de 0,94 % de Cu.

8.3.2. Estructura Tren al Sur 2

Tabla 34: Definición Estructura Tren al Sur 2

Estructura	Tren al Sur 2	Potencia [m]	2,4
Rumbo	N-S	Corrida [m]	163
Manteo	70°E	Altura [m]	152
Ley Cu Ins [%]	1,93	Mineral Contenido [ton]	160.548

Esta estructura se define gracias al sondaje EN-148 y a información de producción de la mina, ya que actualmente se explota en el nivel 735, esta estructura es la responsable de la importante producción de la mina en la primera parte del año 2013.

Se tiene que esta estructura tiene un rumbo N10E y un manteo de 70°E, según información de las labores, teniendo esto en cuenta se prolongó la estructura hasta el punto de corte del sondaje y se obtuvo que son concordantes.

El espesor aparente que corta el sondaje es de 3 [m], y considerando las inclinaciones del sondaje y manteo de la estructura, se obtiene un espesor real de 1,9 [m], sin embargo en la cota 735 se sabe que el espesor del cuerpo es de aproximadamente 3 [m], así que se decide obtener un promedio de dichos espesores pues es de esperar que este disminuya a medida que se aumenta la cota. Se obtiene un valor de 160.548 [ton] considerando una extensión de 163 [m] en la N-S y 152 [m] en la vertical.

Con respecto a la ley media de esta estructura, el tramo cortado por el sondaje tiene una ley media de 1,55% Cu y de información de producción el nivel 735 entrega leyes cercanas al 2,5% Cu, por ello se decide obtener un valor ponderado según tonelaje de producción, con lo que se obtiene una ley media de 1,93% Cu

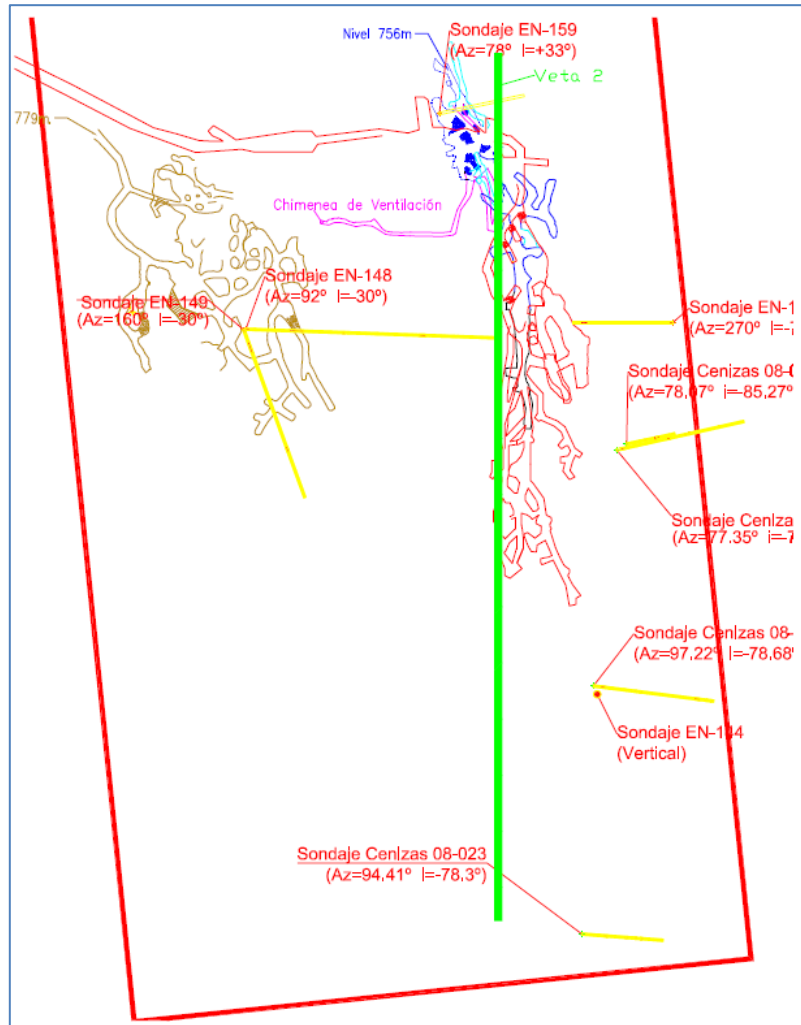


Figura 24: Estructura Tren al Sur 2

8.3.3. Estructura Tren al Sur 3

Tabla 35: Definición Estructura Tren al Sur 3

Estructura	Tren al Sur 3	Potencia [m]	2
Rumbo	N-S	Corrida [m]	150
Manteo	85°E	Altura [m]	110
Ley Cu Ins [%]	1,25	Mineral Contenido [ton]	89.100

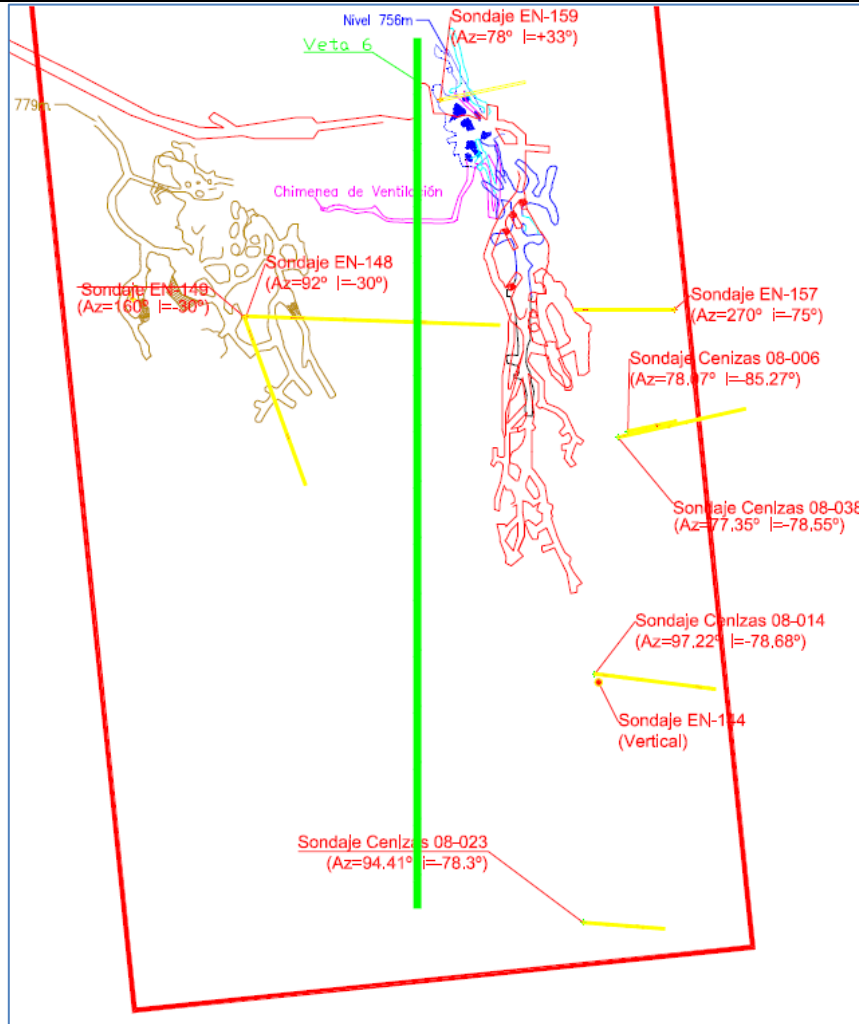


Figura 25: Estructura Tren al Sur 3

Esta estructura se puede hallar en la estocada norte de la labor principal donde se instaló la estación de sondajes. Esta posee una ley de 1.25 % de Cu de acorde a la información de producción y un ancho de 2 metros. Es una estructura NS con leve inclinación al Este (85°).

Además, posee una intersección con el sondaje EN-148, lo que permite dar un largo medido de 80 metros.

8.3.4. Estructura Galápago 1

Tabla 36: Definición Estructura Galápago 1

Estructura	Galápago 1	Potencia [m]	2,4
Rumbo	N30W	Corrida [m]	125
Manteo	85°E	Altura [m]	135
Ley Cu Ins [%]	1,9	Mineral Contenido [ton]	109.350

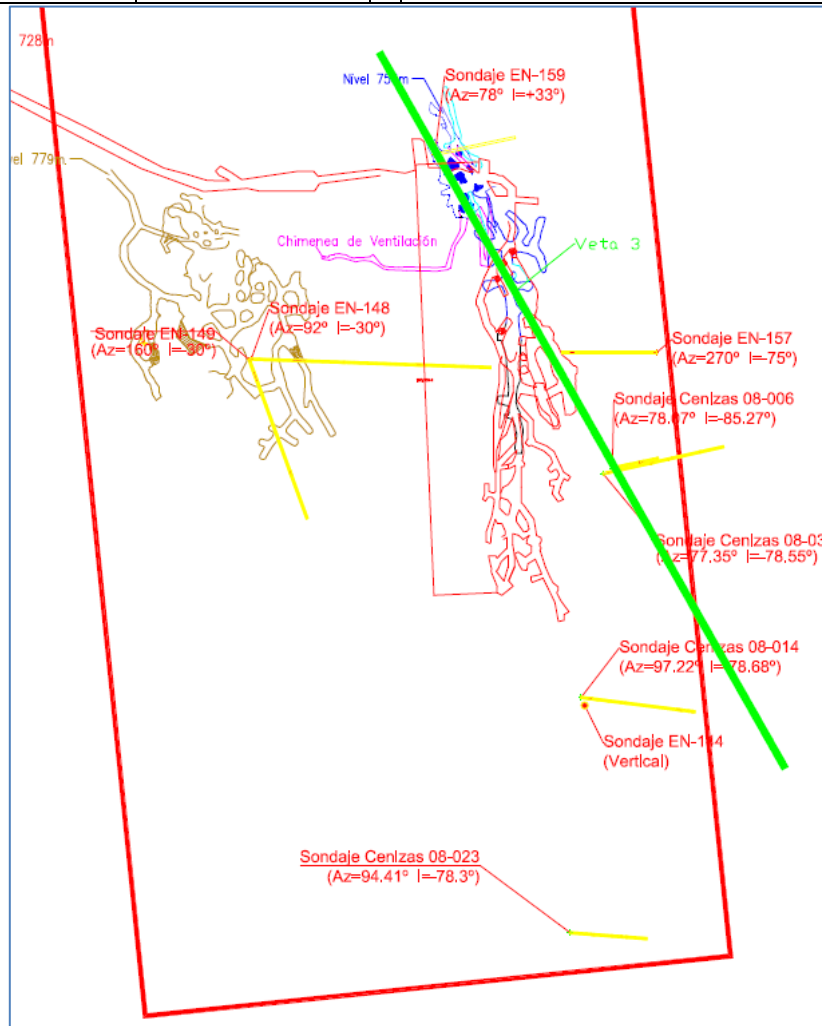


Figura 26: Estructura Galápago 1

Esta estructura queda definida por intersecciones, la primera se ubica en la labor del nivel 735, y que al interceptar con la estructura Tren al Sur 2, forman un sector de alta ley, muy rico en bornita. Este sector fue muestreado a comienzo del 2013, obteniéndose valores cercanos a 5-6% Cu. Además esta estructura es concordante con manteo de 85°SW con los sondajes EN-157 y 08-006. El rumbo de esta estructura es N150E.

Se aprecia que el sondaje 08-006 corta la estructura en la cota 851 con un espesor real de 1 [m] y una ley media de 2,4% Cu, el sondaje EN-157 corta a la estructura en la cota 805 aproximadamente, con un espesor real de 3,2 [m] y una ley media de 2,8% Cu. Al ponderar los espesores y leyes medias de los cortes, se obtiene un espesor promedio de 2,4 [m], además la estructura se prolonga por unas 125 [m] dentro de la pertenencia, y una prolongación en la vertical de unos 135 [m]. Los recursos contenidos en esta estructura se estiman en 109.350 [ton].

8.3.5. Estructura Galápago 2

Tabla 37: Definición Estructura Galápago 2

Estructura	Galápago 2	Potencia [m]	2,8
Rumbo	N30W	Corrida [m]	176
Manteo	85°E	Altura [m]	94
Ley Cu Ins [%]	1,36	Mineral Contenido [ton]	125.073

Esta estructura es prácticamente paralela a la estructura Galápago 1, pero se ubica unos 12 m al Este, su rumbo es N150E. Esta estructura ya ha sido explotada en niveles superiores, específicamente en el nivel 756, también de este sector explotado se obtuvieron muy buenas leyes en el pasado.

Esta estructura es cortada por el sondaje 08-006 en la cota 810, por lo que se propone una extensión de 94 m en la vertical. Realizando la estimación del espesor mineralizado de la estructura, considerando la dirección tanto de la estructura como del sondaje, se obtiene un espesor de 2 metros. En cuanto a las leyes históricas de esta estructura se tiene un promedio de 1,36% de Cu.

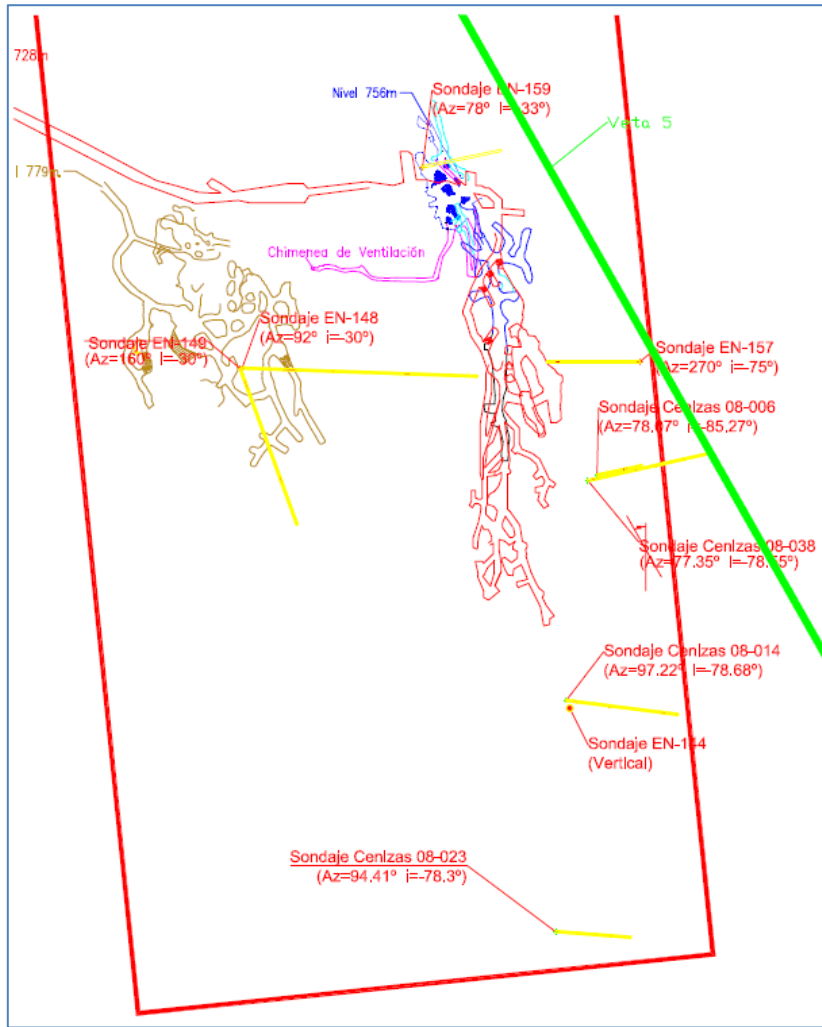


Figura 27: Estructura Galápagos 2

8.3.6. Estructura Galápago 3

Tabla 38: Definición Estructura Galápago 3

Estructura	Galápago 3	Potencia [m]	2
Rumbo	N50W	Corrida [m]	320
Manteo	85°W	Altura [m]	94
Ley Cu Ins [%]	2.76	Mineral Contenido [ton]	162.432

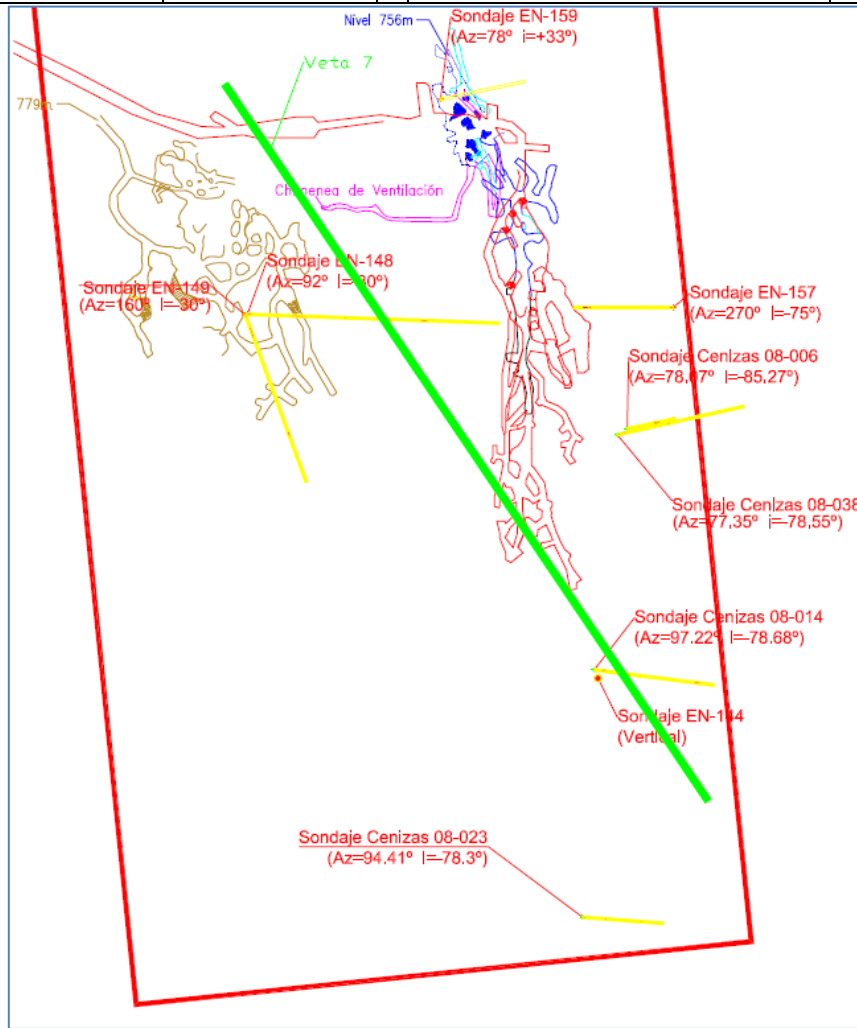


Figura 28: Estructura Galápago 3

Corresponde a una estructura localizada en varias labores; en la mina antigua, en la labor principal con la primera estocada norte en forma de chimenea, y actualmente es la responsable de la mineralización de parte de los depósitos estratoligados entre las labores Sur-Este, principal y caserón Sur, en donde aparece bornita asociada.

Posee un rumbo N50W y manteo 85W, y una ley asociada de 2.76% de Cu obtenida de las labores actuales.

8.3.7. Estructura Fortaleza 1

Tabla 39: Definición Estructura Fortaleza 1

Estructura	Fortaleza 1	Potencia [m]	4,22
Rumbo	N20W	Corrida [m]	167
Manteo	80°W	Altura [m]	84
Ley Cu Ins [%]	1,36	Mineral Contenido [ton]	159.835

Esta estructura se ubica al Este de la pertenencia y tiene un rumbo N20E, se compone por una estructura principal y otra secundaria ubicada al Weste de la primera. Esta estructura está definida por los sondajes 08-006, 08-038, 08-014 y 08-023. Al definir un manteo de 80°W, se tiene buena concordancia con los datos entregados por los sondajes. Con respecto al espesor de la estructura, se aprecian diferentes valores, y lo mismo ocurre con las leyes, por ello se realiza un compósito de los datos.

La estructura recorre dentro de la pertenencia una distancia de 167 m, además es cortada en entre las cotas 710 y 754, por ello se asume una extensión en la vertical de los 44 m medidos, además de una influencia de 20 m tanto en la base como en el techo, es decir una extensión de 84 m. El espesor ponderado obtenido es 4,22 m, y la ley media es de 1,36% Cu, se tienen recursos por 159.835 ton.

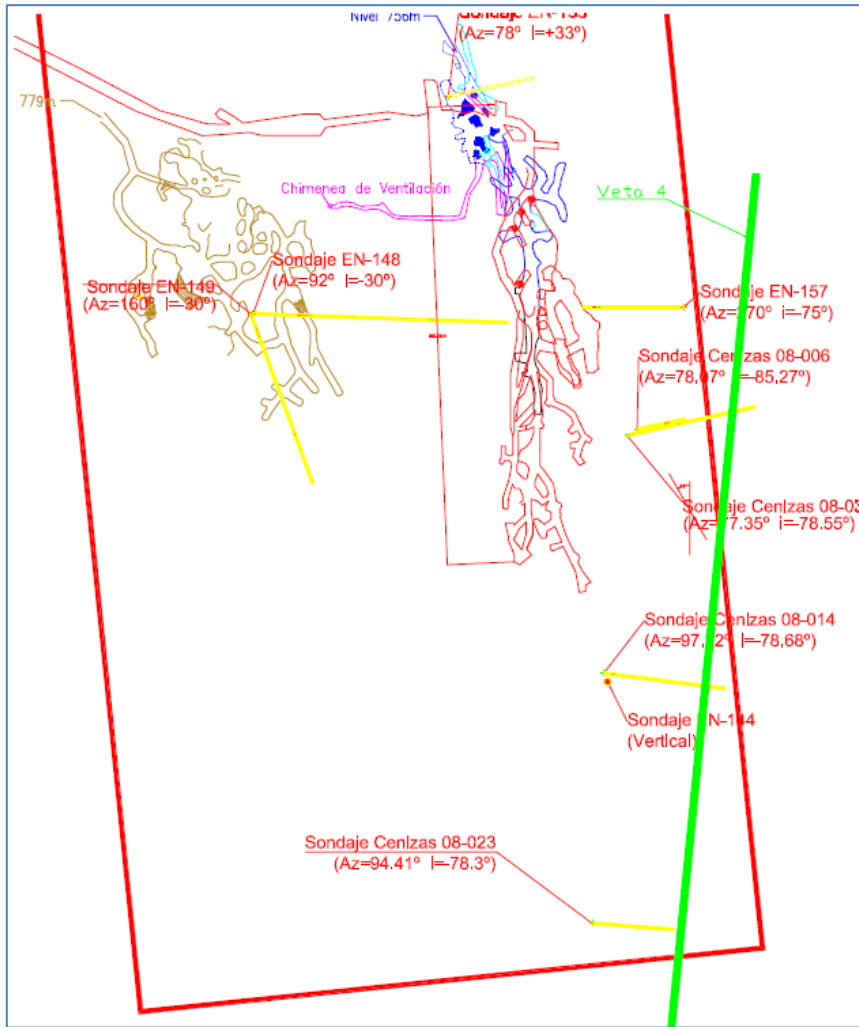


Figura 29: Estructura Fortaleza 1

8.3.8. Estructura Fortaleza 2

Tabla 40: Definición Estructura Fortaleza 2

Estructura	Fortaleza 2	Potencia [m]	2
Rumbo	N60E	Corrida [m]	220
Manteo	75°E	Altura [m]	84
Ley Cu Ins [%]	1,85	Mineral Contenido [ton]	99.792

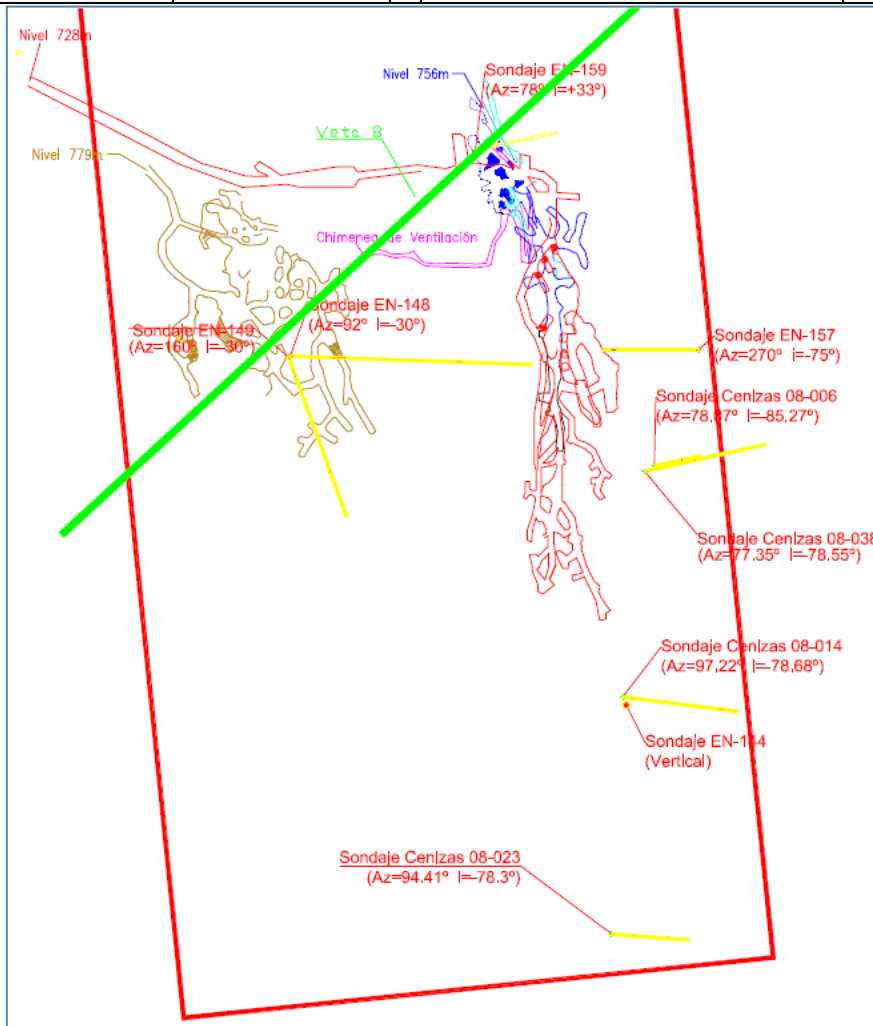


Figura 30: Estructura Fortaleza 2

Esta estructura, junto con la Fortaleza 3, poseen un rumbo bastante diferente al resto, ya que son N60E, con un manteo de 75° al Este. Son las responsables de la mineralización del Room & Pilar del nivel 769, correspondiente a un manto de gran ancho y una ley media de 1.85% de Cu.

Son ubicables además en la labor principal, cercanas a la rotonda.

8.3.9. Estructura Fortaleza 3

Tabla 41: Definición Estructura Fortaleza 3

Estructura	Fortaleza 3	Potencia [m]	2
Rumbo	N60E	Corrida [m]	220
Manteo	75°E	Altura [m]	84
Ley Cu Ins [%]	1,85	Mineral Contenido [ton]	99.792

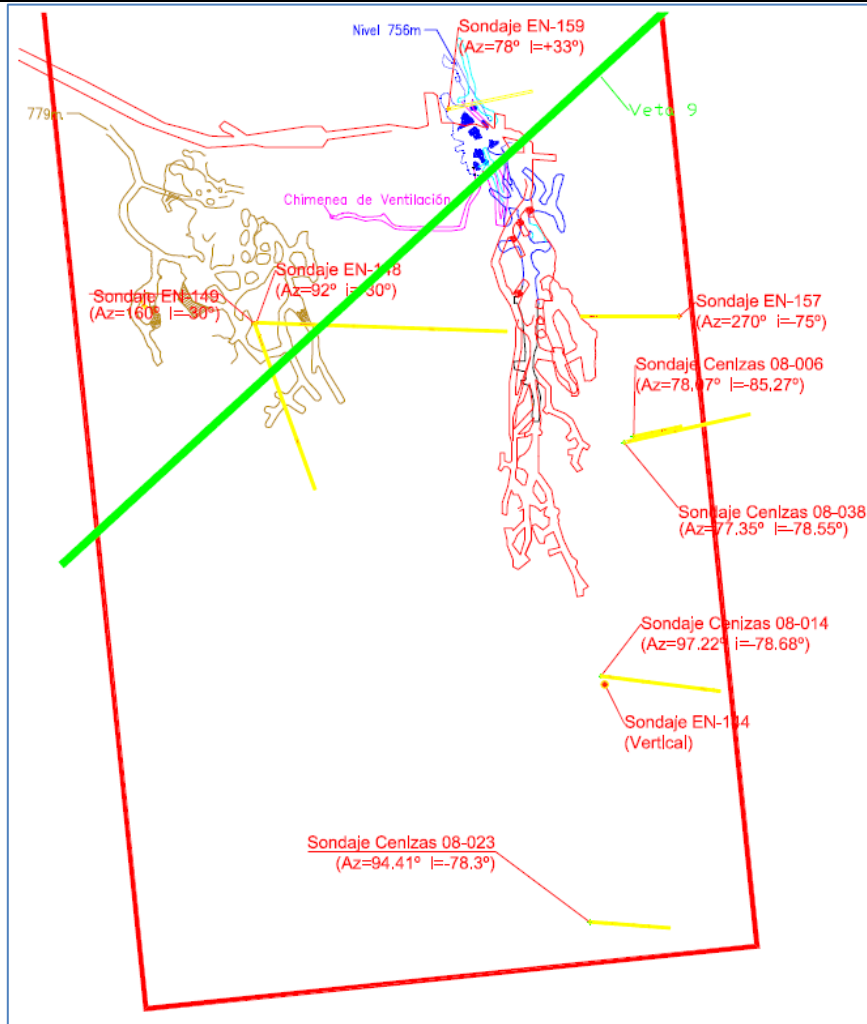


Figura 31: Estructura Fortaleza 3

Esta estructura es muy similar a la Fortaleza 2, ambas se reconocen en las mismas labores, con un desplazamiento de aproximadamente 25 [m], pero manteniendo mismo rumbo, manteo y corrida.

Esta estructura, junto con la anterior, posee un rumbo N60E, con un manteo de 75° al Este. Son las responsables de la mineralización del Room & Pilar del nivel 769, también posee una ley media de 1.85% Cu.

8.3.10. Mantos Mineralizados

Como se ha mencionado anteriormente, presencia de estructuras tipo vetas llega a mineralizar mantos gracias a la influencia de los mismos fluidos hidrotermales. La mineralización de los mantos se produce principalmente en los contactos de rocas andesitas y calizas, o calcarenitas.

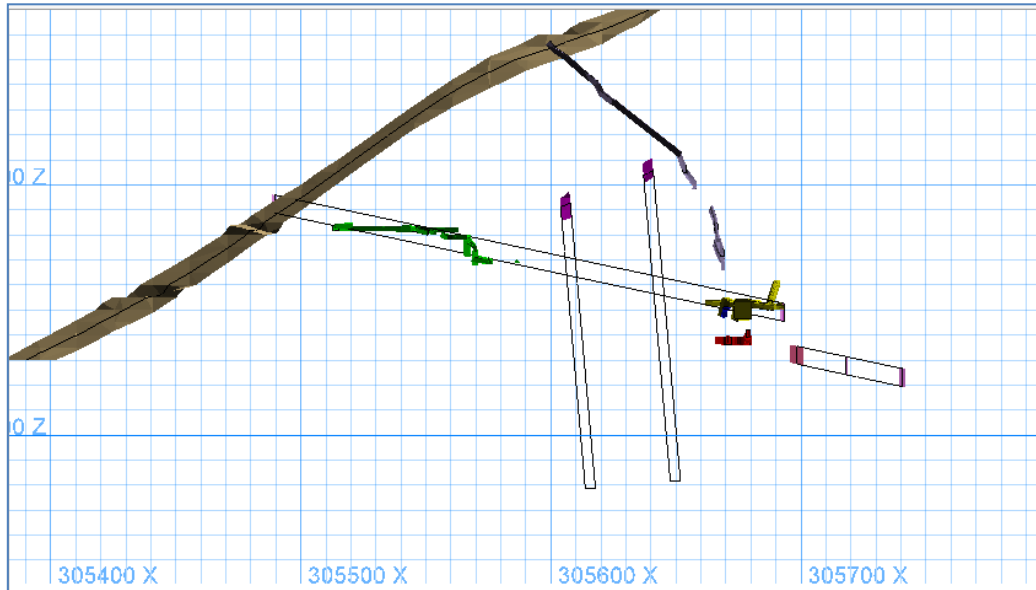


Figura 32: Mantos mineralizados asociados a vetas 1 y 6, vista al Norte

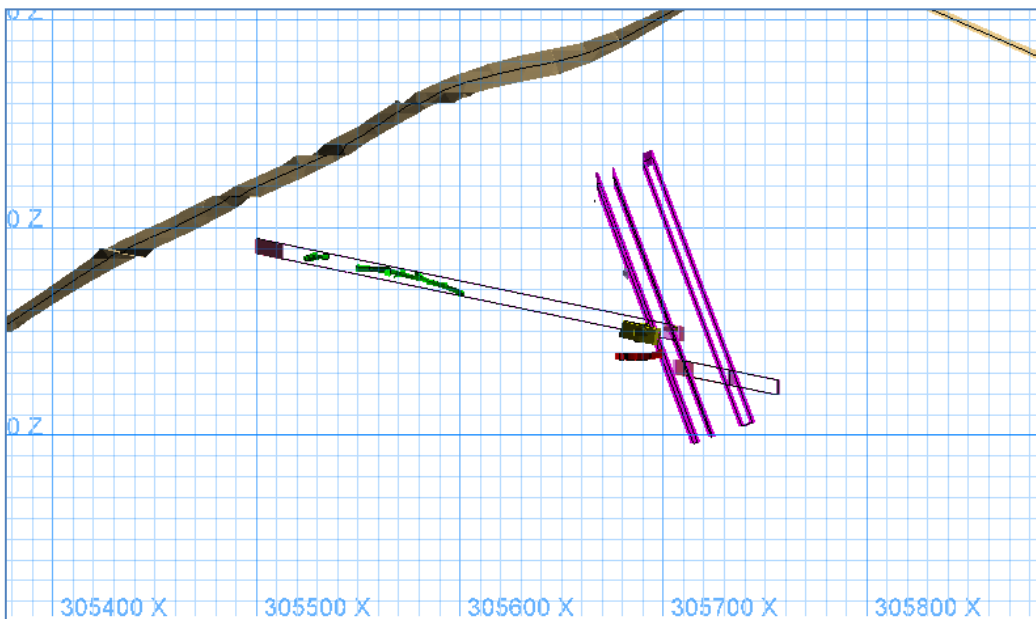


Figura 33: Mantos mineralizados asociados a vetas 2, 3 y 4, vista al Norte

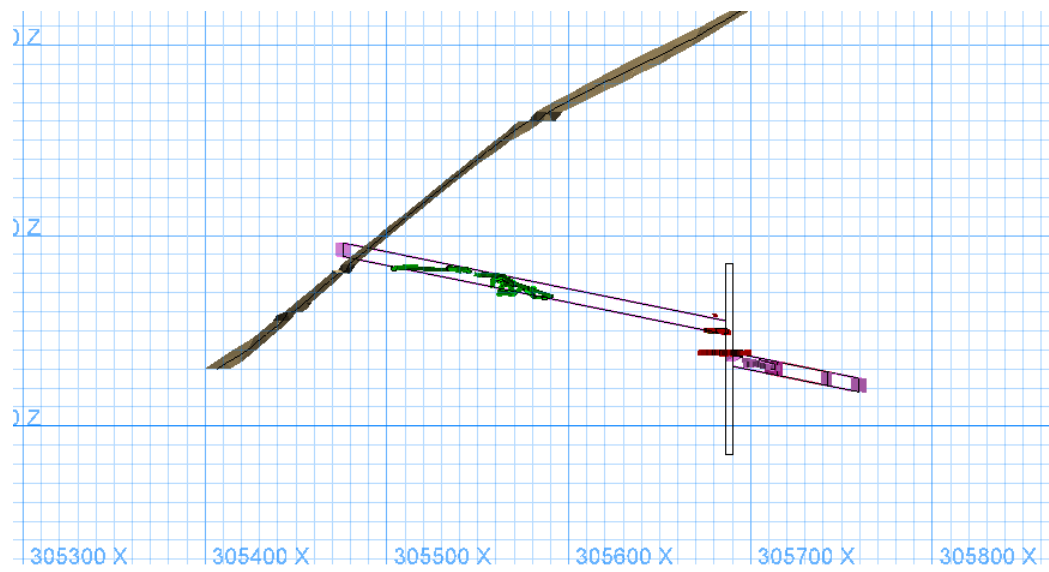


Figura 34: Manto mineralizado asociado a veta 5, vista al Norte

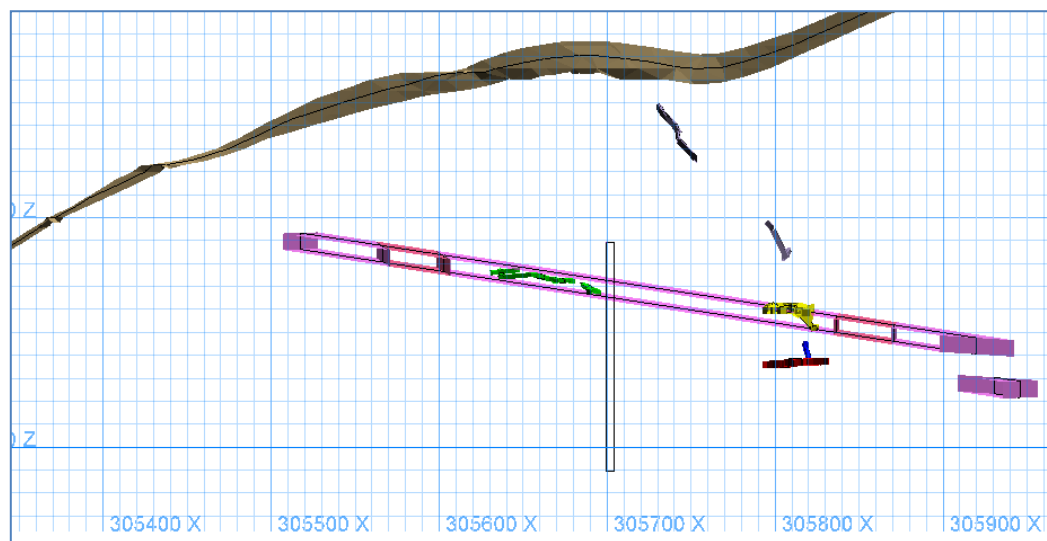


Figura 35: Manto mineralizado asociado a veta 7, vista al Norte

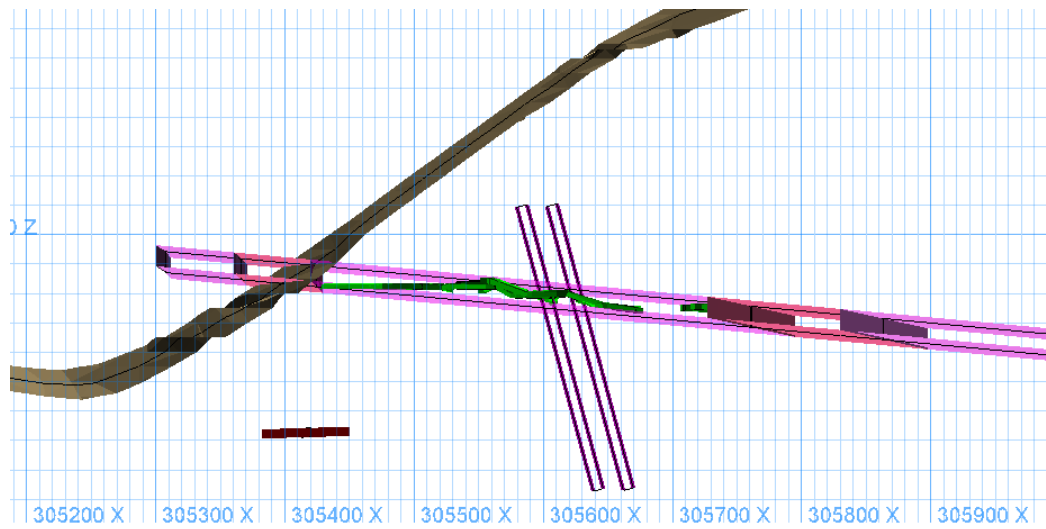


Figura 36: Mantos mineralizados asociados a vetas 8 y 9, vista al Norte

8.4. Anexo D: Aplicación de Método de Nicholas para selección de Método de Explotación

8.4.1. Método de Nicholas para Estructuras tipo Vetas

Los parámetros usados para el caso de las estructuras tipo veta son los siguientes:

Tabla 42: Parámetros de entrada para Método de Nicholas caso Vetas

Parámetro	Valor	Observaciones
General Shape	Platy/Tabular	Vetas
Orebody Thickness	Very Narrow (less than 3 m)	2-3 metros de potencia
Ore Plunge	Steep (More than 55 degrees)	60-80° de Manteo
Grade Distribution	Uniform	Mineralización relativamente uniforme
Orebody Depth	0-100 m	Hasta 200 metros de profundidad
RMR Ore Zone	Medium	RMR 40-60
RMR HW	Medium	RMR 40-60
RMR FW	Medium	RMR 40-60

Tabla 43: Resultados de aplicación de Método de Nicholas para el caso Vetas

Lugar	Método de Explotación	Puntuación
1	Shrinkage Stopping	25
2	Cut and Fill Stopping	24
3	Open Pit	18
4	Sublevel Stopping	15
5	Top Slicing	10
6	Square Set Stopping	10
7	Sublevel Caving	-27
8	Longwall Mining	-27
9	Room and Pillar	-28
10	Block Caving	-29

8.4.2. Método de Nicholas para Mantos

Los parámetros usados para el caso de la mineralización tipo manto son los siguientes:

Tabla 44: Parámetros de entrada para Método de Nicholas caso Mantos

Parámetro	Valor	Observaciones
General Shape	Platy/Tabular	Mantos
Orebody Thickness	Narrow (3-10 m)	Potencia variable, entre 3-8 metros
Ore Plunge	Flat (Less than 20 degrees)	20° de manto
Grade Distribution	Uniform	Mineralización relativamente uniforme
Orebody Depth	100-600 m	Hasta 200 metros de profundidad
RMR Ore Zone	Strong	RMR 60-80, para Andesita
RMR HW	Medium	RMR 40-60
RMR FW	Medium	RMR 40-60

Tabla 45: Resultados de aplicación de Método de Nicholas para el caso Mantos

Lugar	Método de Explotación	Puntuación
1	Room and Pillar	25
2	Sublevel Stopping	24
3	Longwall Mining	18
4	Cut and Fill Stopping	15
5	Open Pit	10
6	Top Slicing	10
7	Square Set Stopping	-27
8	Shrinkage Stopping	-27
9	Block Caving	-28
10	Sublevel Caving	-29

8.5. Anexo E: Diseño de Método de Explotación

8.5.1. Diseño de Room and Pillar

El diseño de labores para Room and Pillar se realizó mediante la metodología de Lander & Pakalnis (1994).

Para el caso de mantos mineralizados con rumbo Norte-Sur y manto 20°E. Dado que el manto es bastante pronunciado, aproximadamente 36%, se deben realizar calles a lo largo del manto o bien a lo largo de un rumbo aparente que permita a los equipos transitar de buena manera sin esforzarlos en demasía, esto es un factor muy importante a considerar, puesto que al no contar con gran cantidad de equipos, se debe optimizar su utilización y dar a los equipos un uso adecuado que minimice las fallas mecánicas.

En este caso se podrían realizar calles y cruzados de manera perpendicular entre sí, sin embargo, se propone tener un ángulo de 60° entre la calle y el cruzado, lo que facilita la extracción del mineral por parte de los equipos LHD. Es importante destacar que al realizar las calles a lo largo del rumbo del manto, se tiene un plano prácticamente horizontal a través del cual se realiza la extracción.

Volviendo al dimensionamiento de calles y pilares, se utiliza el método del área tributaria, para ello se definen los siguientes parámetros.

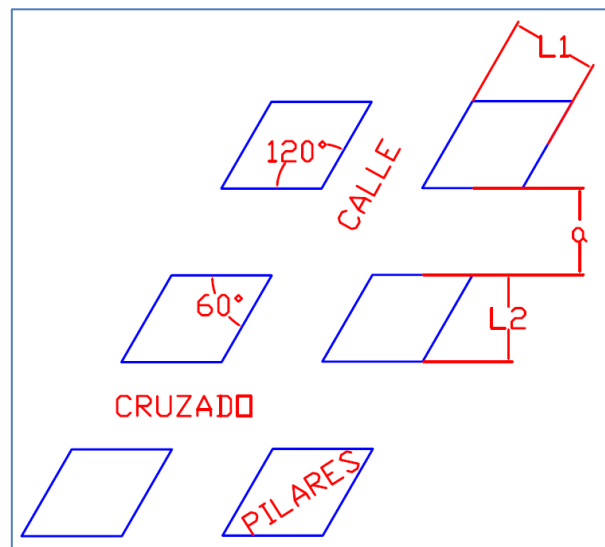


Figura 37: Disposición y parámetros de diseño Room and Pillar

Se han identificado mantos desde 3 [m] hasta 7 [m] de potencia, por lo que se realizará el dimensionamiento para tres potencias distintas, 3 [m], 5 [m] y 7 [m].

Respecto a las dimensiones de calles y pilares, se proponen valores que permitan obtener una buena recuperación y un factor de seguridad

adecuado. Se considera que las actuales labores se ubican a 160 [m] bajo la superficie.

- A_T : Área tributaria
- S_p : Resistencia del pilar
- A_p : Área del pilar
- $F.S.$: Factor de seguridad
- K : Factor de tamaño del macizo rocoso
- $C1, C2$: Constantes de ajuste, 0,68 y 0,52 respectivamente
- k : Factor de resistencia del pilar debido a la fricción

Dado que se utiliza el concepto de área tributaria, algunos de los parámetros se definen como sigue.

Para el cálculo de la resistencia de un pilar cuadrado de ancho W_p .

$$C_{Pav} = \frac{\sigma_3}{\sigma_1} = 0,46 * \left[\log \left(\frac{W_p}{h} + 0,75 \right) \right]^{\frac{1,4}{W_p/h}}$$

$$k = \tan \left[\arccos \left(\frac{1 - C_{Pav}}{1 + C_{Pav}} \right) \right]$$

$$S_p = 0,44 * UCS(0,68 + 0,52 * k)$$

Dado que el diseño no necesariamente se refiere a pilares cuadrados, se utiliza el concepto de ancho equivalente del pilar.

$$W_p = 4 * \frac{\text{Área}}{\text{Perímetro}} = 4 * \frac{L_1 * L_2}{2L_2 + \frac{2L_1}{\sin(\alpha)}}$$

Por otro lado, se debe calcular la carga sobre el pilar, a una profundidad D .

$$\sigma_z = 0,027 * D$$

$$\sigma_p = \sigma_z * \left(1 + \frac{a}{W_p} \right)$$

Finalmente se define el factor de seguridad como.

$$F.S. = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Se espera que para labores que representan desarrollos permanentes, el factor de seguridad mínimo sea 1,6.

Los resultados para los tres casos indicados anteriormente, se muestran a continuación.

Tabla 46: Resultados de diseño de Room and Pillar

	Caso 1	Caso 2	Caso 3
H pilar [m]	3	5	7
a [m]	6,5	6,5	6
L1 [m]	4,5	5	5,1
L2 [m]	4,5	5	5,1
AT [m ²]	150,6	163,2	150,80
AP [m ²]	20,25	25	26,01
UCS [MPa]	100	100	100
Cpav	0,1737	0,0635	0,0152
k	1,0087	0,5381	0,2508
Sp [Mpa]	52,99	42,23	35,65
FS	1,65	1,50	1,42
R [%]	87%	85%	83%

8.5.2. Diseño de Shrinkage Stopping

Las dimensiones del caserón son muy importantes, ya que son las unidades básicas de explotación en minería subterránea, y se debe además maximizar la recuperación y minimizar la dilución, buscando el mayor beneficio económico posible.

Los esfuerzos inducidos dependerán de las dimensiones de la labor, y los esfuerzos in-situ dependen de la geología, en el caso de Chile, el esfuerzo principal se produce en la dirección horizontal, además existe el esfuerzo secundario en la dirección vertical, el cual depende de la profundidad de la labor.

Respecto a estabilidad de labores en minería subterránea existen varios modelos empíricos, entre ellos el Gráfico de Estabilidad Gráfico desarrollado por Mathews y Potvin (1988) que relaciona el coeficiente de estabilidad N' con el radio hidráulico a través de un gráfico construido con datos empíricos de más de 189 faenas mineras. Dicho gráfico muestra zonas estables, de transición y de hundimiento, según sea la configuración presente en la faena minera. Es importante recalcar que estos límites de estabilidad se obtienen de la recolección de una cantidad importante de faenas mineras, por tanto su utilización se debe restringir a casos en que se cumplan los supuestos realizados. Para el cálculo del número de estabilidad N' , se utiliza la siguiente expresión:

$$N' = Q' * A * B * C$$

En donde: Q' : Índice Q de Burton modificado, $Q' = \frac{RQD}{J_N} * \frac{J_R}{J_A}$

N' :	Número de estabilidad
Q' :	Índice Q de Barton modificado
A' :	Factor de esfuerzos
B :	Factor de orientación de discontinuidades
C :	Factor de ajuste por gravedad
RQD :	Rock Quality Designation
J_N :	Factor de ajuste por sets de discontinuidades
J_R :	Factor de ajuste por rugosidad de discontinuidades
J_A :	Factor de ajuste por alteración de discontinuidades

El termino RQD (Rock Quality Designation, Deere et al., 1967) es la suma de los largos de trozos de testigos recuperados mayores a 10 cms, dividido por el largo total del testigo. Se puede realizar una clasificación de la roca según la siguiente tabla.

Tabla 47: Clasificación de roca según RQD

Rock Quality Designation	Value
A. Very poor	0-25
B. Poor	25-50
C. Fair	50-75
D. Good	75-90
E. Excellent	90-100

El resto de los factores se pueden obtener de las respectivas tablas, considerando el caso que corresponda.

Tabla 48: Determinación de coeficiente J_N

Número de Set	J _N
A. Masivo, ninguna o pocas fractura	0,5 - 1,0
B. Un set de fracturas	2
C. Un set de fracturas más otra aleatoria	3
D. Dos set de fracturas	4
E. Dos set de fracturas más otra aleatoria	6
F. Tres set de fracturas	9
G. Tres set de fracturas más otra aleatoria	12
H. Cuatro o más set de fracturas más otra aleatoria	15
J. Roca triturada	20

El número J_R se refiere a la rugosidad de las alteraciones, dicho valor se obtiene de la siguiente tabla:

Tabla 49: Determinación del coeficiente J_R

Número de Rugosidad de Discontinuidades	J _R
A. Fracturas discontinuas	4
B. Rugosas e irregulares, onduladas	3
C. Ondulaciones suaves	2
D. Ondulaciones pulidas por el desplazamiento de fracturas	1,5
E. Rugosa e irregular, planar	1,5
F. Suave, planar	1
G. Pulida planar	0,5
H. Zona con arcilla gruesa proveniente de contacto con roca de pared	1
J. Arena, grava, o roca triturada proveniente de roca de contacto	1

El factor J_A representa el número de alteración de discontinuidades, su valor se obtiene de la siguiente tabla.

Tabla 50: Determinación del coeficiente JA

Número de Alteración de Discontinuidades	J_A
A. Bien cerrado, duro, impermeable	0,75
B. Fracturas inalteradas, superficies solo manchadas	1
C. Superficies ligeramente alteradas, recubrimiento duro, partículas de arena, sin arcilla	2
D. Limoso o recubierto de arcilla o arena, Pequeño porcentaje de arcilla	3
E. Suavizado o baja fricción de minerales de arcilla	4
F. Partículas de arena, si arcilla, roca desintegrada	4
G. Fuertemente consolidado, sin debilitamiento por presencia de arcilla	6
H. Media o baja consolidación, debilitamiento por presencia de arcilla	8
J. Presencia de protuberancias de arcilla, depende porcentaje y tamaño arcilla	8-12
K. Zonas o bandas de desintegración o trituración	6
L. Roca y arcilla	8
M. Mirar punto G, H, J para condiciones de arcillas	8-12
N. Zonas o bandas limosas, pequeña fracción de arcillas, sin suavizamiento	5
O. Marcas continuas en zonas o bandas de arcilla	10-13
P. Mirar punto G, H, J para condiciones de arcillas	6-24
R. Mirar punto G, H, J para condiciones de arcillas	6-24

Para facilitar el uso de estas tablas, el autor ha realizado la traducción correspondiente.

El Factor A, corresponde a un ajuste por los esfuerzos in-situ, para ello se considera la resistencia a la compresión simple (UCS) de la roca, y el máximo esfuerzo de compresión inducido, con la razón entre ambos valores, se ingresa al gráfico que se presenta, y se obtiene el valor del factor A.

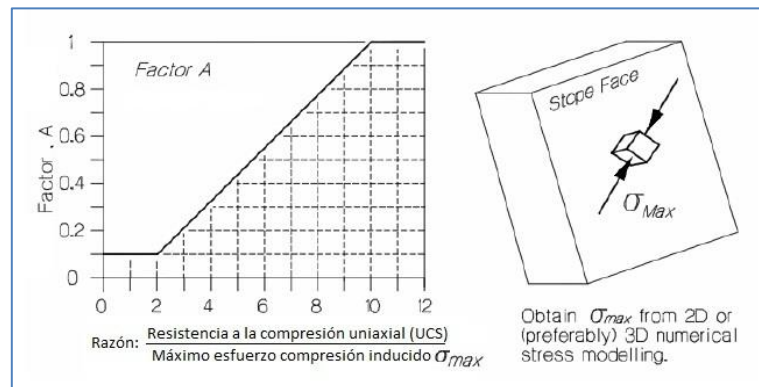


Figura 38: Gráfico para obtención de factor A

El Factor B, realiza un ajuste por la orientación de las discontinuidades respecto de la superficie de excavación, este factor también se obtiene de manera gráfica y para ello se requiere el ángulo entre la excavación y la discontinuidad.

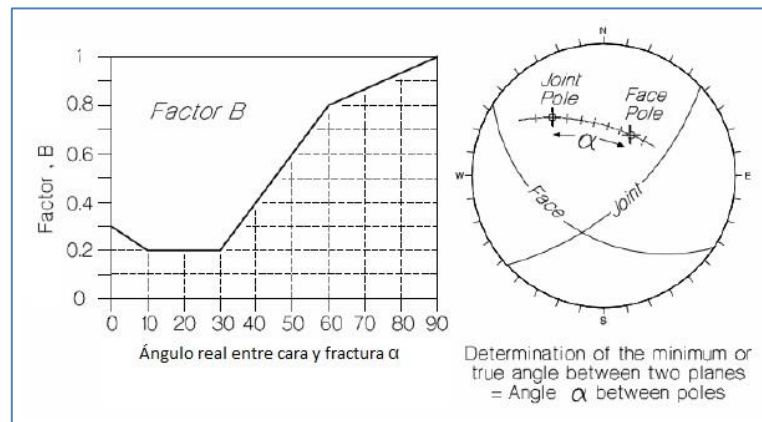


Figura 39: Gráfico para obtención de factor B

Finalmente el Factor C, realiza un ajuste debido a la gravedad, se obtiene gráficamente y según el caso basado en el modo de falla, se utiliza uno de los dos gráficos presentados a continuación:

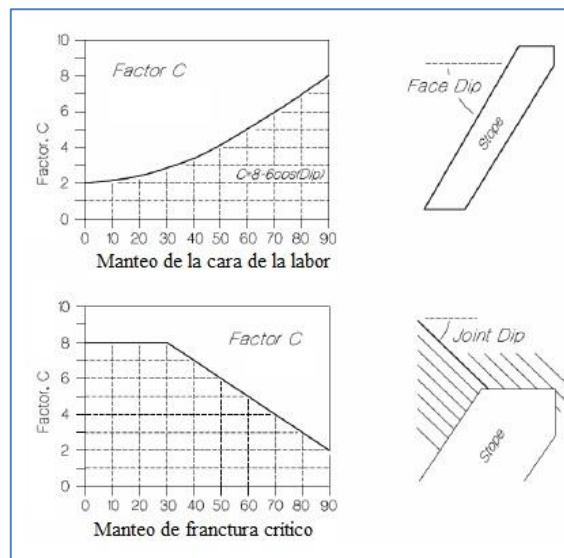
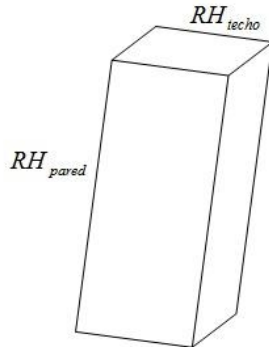


Figura 40: Gráfico para obtención de factor C

Una vez estimados cada uno de los factores descritos anteriormente, se obtiene el valor del número de estabilidad N' , con el cual se ingresa al gráfico de estabilidad, y dado que se desea estar en la zona estable, se obtiene un valor máximo para el radio hidráulico.

Por otro lado, se debe calcular el radio hidráulico, el cual depende de las dimensiones de las labores y se utiliza para estimar la estabilidad del techo del caserón y el tamaño de la pared colgante.

$$\text{Radio Hidráulico } RH = \frac{\text{Área de sección de la labor}}{\text{Perímetro de la labor}}$$



Este ejercicio se debe realizar para la pared colgante (Hanging Wall HW), pared de pie (Foot Wall FW), frente de la labor (End Wall EW) y en el techo.

Para el caso particular en estudio, los valores de cada factor para el cálculo del número Q' se presentan la siguiente tabla:

Tabla 51: Cálculo de Q'

Factor	Valor
UCS Caliza [MPa]	100
RQD [%]	52
Factor J_N	6
Factor J_R	1,5
Factor J_A	1
Factor Q'	13

Luego, los valores de los factores de ajuste se presentan en la tabla a continuación.

Tabla 52: Factores de ajuste para cálculo de N'

	A	B	C
Techo	0,7	1,0	2,0
EW	0,7	1,0	8,0
HW	0,7	0,2	8,0
FW	0,7	0,2	8,0

Las dimensiones proyectadas de la labor son:

Tabla 53: Dimensiones proyectada de labores

Ancho (inferior) [m]	4,0
Alto [m]	25,0
Largo [m]	35,0
Angulo HW [m]	80,0
Angulo FW [m]	80,0
LHW [m]	3,0
LFW [m]	3,0
Ancho (superior) [m]	3,0

Finalmente, el valor del radio hidráulico y el número de estabilidad N' para cada caso se presentan a continuación:

Tabla 54: Valores de radio hidráulico y N'

	RH	N'
Techo	1,4	18,2
EW	0,8	72,8
HW	1,4	14,6
FW	1,4	14,6

Utilizando el gráfico correspondiente se procede a ubicar los puntos para cada caso.

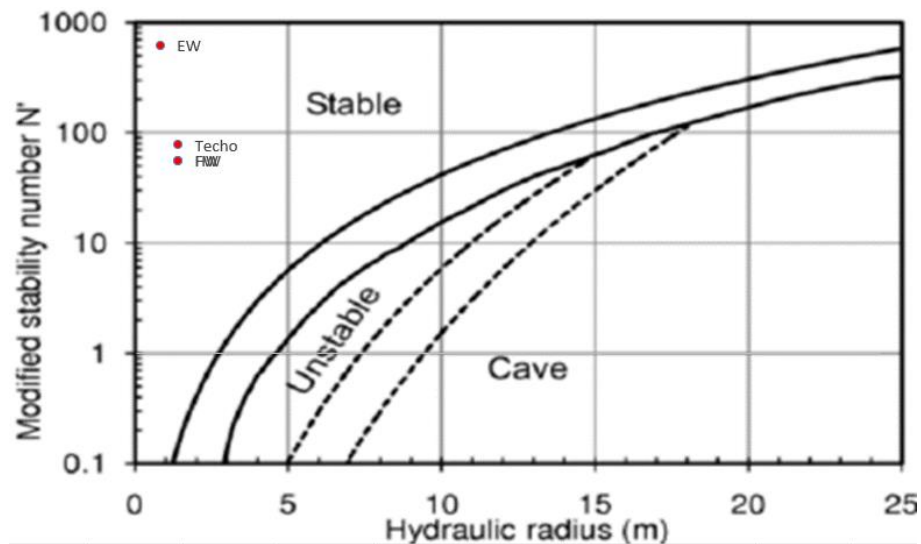


Figura 41: Gráfico de estabilidad para diseño de caserón de Shrinkage Stopping

Dada la situación de Mina Rafaela, se está en el caso de estabilidad de las labores subterráneas y se aprecia que se cuenta con gran holgura en lo que a estabilidad del macizo rocoso se refiere. Se aprecian los puntos rojos en la Figura 41.

8.5.3. Secuencia de Construcción de Shrinkage Stoping

Al tener un caserón en explotación, se tiene ya construida una parte de la primera chimenea del caserón siguiente, además de una parte de la galería que corresponde al nivel de extracción. Se aprecia en la Figura 42.

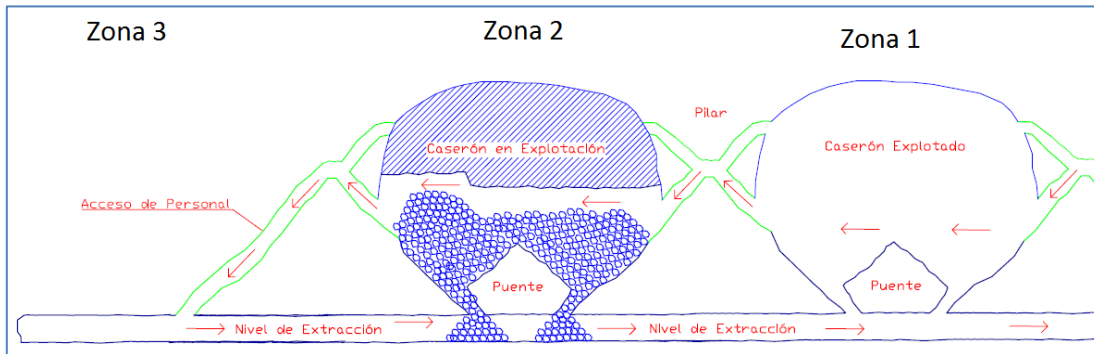


Figura 42: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stoping-Parte 1

El paso siguiente es continuar la construcción de la galería del nivel de extracción hasta llegar al nivel del caserón futuro y comenzar la construcción de la chimenea de acceso, tal como se aprecia en la Figura 43.

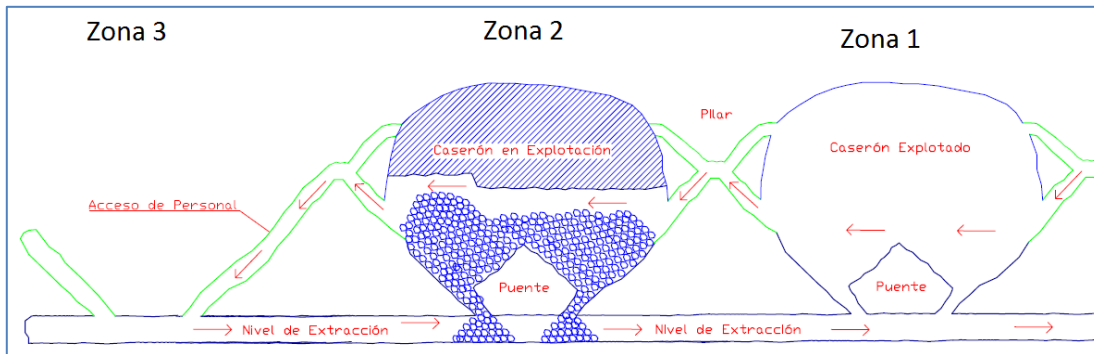


Figura 43: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stoping-Parte 2

Luego se debe construir prolongar la construcción de la galería del nivel de extracción y la chimenea de acceso-descarga de dicho caserón. Es muy importante la construcción temprana de esta chimenea, que servirá de acceso, ventilación y salida de emergencia.

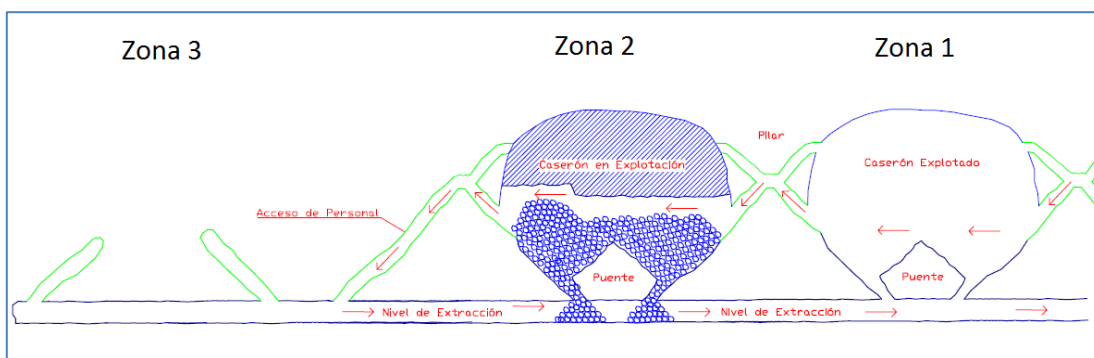


Figura 44: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 3

Finalmente se formará el puente de protección en las chimeneas de descarga, con ello ya se podrá comenzar a perforar el techo del caserón para comenzar el realce sobre el mineral arrancado.

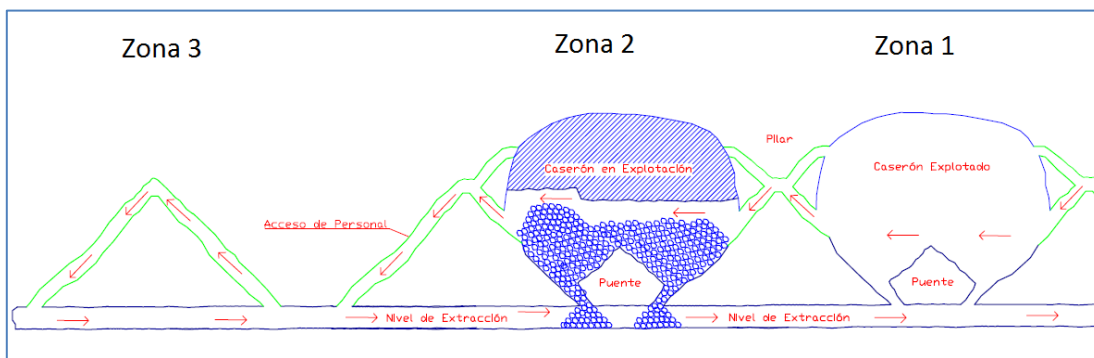


Figura 45: Secuencia construcción desarrollos para Shrinkage Stopping-Parte 4

8.6. Anexo F: Cálculo de Ritmo Óptimo de Producción

Utilizando la relación que existe entre el ritmo de producción y el VAN que entrega para cada caso, se elige el ritmo que maximiza el VAN.

Los datos de entrada son los siguientes:

Tabla 55: Costos utilizados para cálculo de VAN v/s Ritmo de producción

Costo Mina (USD/ton)	18,59
Costo Planta (USD/ton)	27,45
Costo Refinación (USD/lb)	0,4
Precio Cobre (USD/lb)	2,63
Tasa Descuento Anual [%]	8%
Reservas totales [Mton]	5,8
Ley Media [%]	2,2
Ley Corte [%]	1,04
Recuperación Minera [%]	70,0%

Tabla 56: Estimación de ley de corte

Costo Mina [USD/ton]	18,59
Costo Planta [USD/ton]	27,45
Precio [USD/lb]	3,73
Costo refinación [USD/lb]	0,4
K [lb/ton]	2.204,6
Recuperación metalúrgica [%]	82
Ley de corte crítica [%]	0,81

Se aprecia que el mayor VAN se obtiene con un ritmo de 1100 [tpd] sin embargo también se aprecia que entre una producción de 800 [tpd] y 1.100 [tpd] no existe una gran diferencia en el VAN que se obtiene, por lo que se prefiere considerar 800 [tpd] como ritmo óptimo.

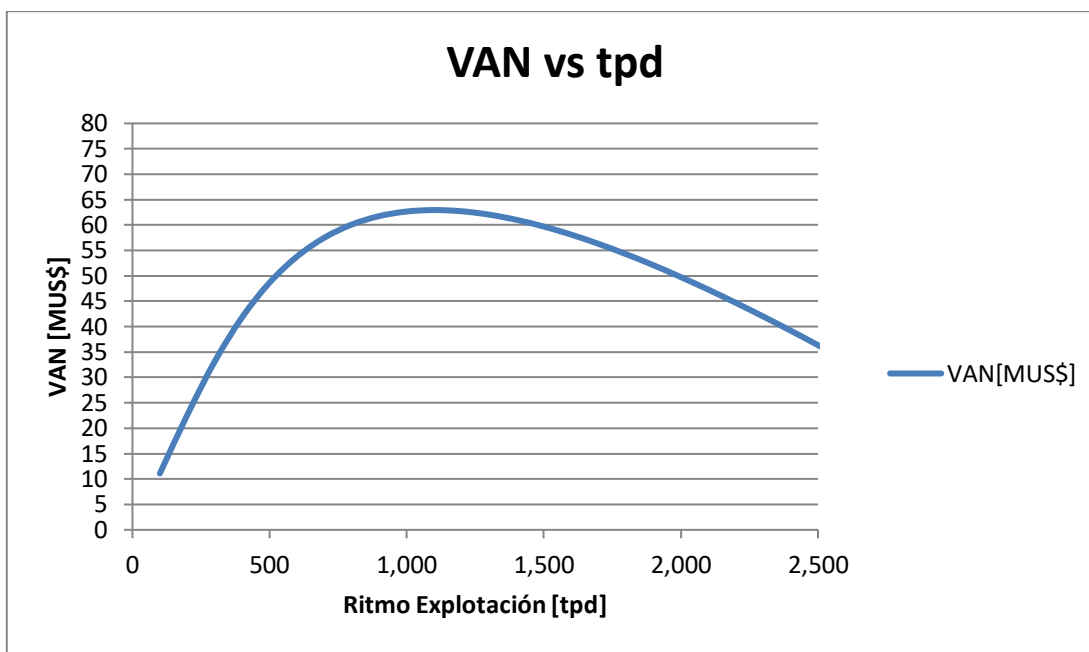


Figura 46: Gráfico de Ritmo mina v/s VAN

Tabla 57: Relación entre ritmo mina y VAN

Ritmo (tpd)	Vida útil [años]	Inversión [MUS\$]	Ritmo anual [Mton]	Ingreso Anual [MUS\$]	Costo Anual [MUS\$]	VAN [MUS\$]
100	112.78	4.58	0.04	3.90	2.33	11.09
200	56.39	8.58	0.07	7.79	4.66	22.62
300	37.59	12.58	0.11	11.69	6.98	33.13
400	28.19	16.58	0.14	15.58	9.31	41.85
500	22.56	20.58	0.18	19.48	11.64	48.66
600	18.80	24.58	0.22	23.37	13.97	53.78
700	16.11	28.58	0.25	27.27	16.29	57.51
800	14.10	32.58	0.29	31.16	18.62	60.09
900	12.53	36.58	0.32	35.06	20.95	61.75
1000	11.28	40.58	0.36	38.95	23.28	62.66
1100	10.25	44.58	0.40	42.85	25.61	62.94
1200	9.40	48.58	0.43	46.74	27.93	62.71
1300	8.68	52.58	0.47	50.64	30.26	62.05
1400	8.06	56.58	0.50	54.53	32.59	61.03
1500	7.52	60.58	0.54	58.43	34.92	59.70
1600	7.05	64.58	0.58	62.32	37.24	58.10
1700	6.63	68.58	0.61	66.22	39.57	56.29
1800	6.27	72.58	0.65	70.11	41.90	54.27
1900	5.94	76.58	0.68	74.01	44.23	52.09
2000	5.64	80.58	0.72	77.90	46.55	49.75

8.7. Anexo G: Dimensionamiento de Equipos Mina

Dado que el ritmo de producción que se debe lograr es de 800 [tpd], y que la producción proviene de la explotación tanto de vetas como de mantos, se espera que la producción de mineral proveniente de labores de room and pillar llegue a 400 [tpd] y de labores de shrinkage stoping alcance también 400 [tpd].

8.7.1. Equipos de Perforación

8.7.1.1. Equipos de Perforación para Room and Pillar

Dada las dimensiones de las labores diseñadas, se considera que la mejor opción es perforar con equipos jumbo, dada la eficiencia que ofrecen estos equipos.

Tabla 58: Características Jumbo Sandvik DD2711

Tipo	Jumbo
Marca	Sandvik
Modelo	DD2711
Largo Total [mm]	10.065
Ancho [mm]	1.600
Alto Máx. [mm]	2.750
Peso Operacional [kg]	11.600
Motor	Deutz TCD3.6
Perforadora	RDX5 (TS2-433)



Figura 47: Vista de equipo jumbo Sandvik DD2711

$$\text{Tonelaje removido por metro} = \text{Área de Frente} \times \rho_{\text{roca}} [\text{ton/metro}]$$

$$\text{Metros de avance por día} = \frac{\text{Toneladas por día}}{\text{Tonelaje removido por metro}} [\text{m/día}]$$

Dado que se pueden realizar labores de 4[m]x4[m], el mineral removido por metro es de 43 [ton], por lo tanto se requiere avanzar 9.3 [m] diariamente.

Considerando barras de perforación de 3 [m] de largo, y una eficiencia de la tronadura del 90%, es posible cumplir con la meta de producción realizando cuatro tronaduras diariamente.

Tabla 59: Características de frente de perforación para Room and Pillar

Ancho frente [m]	4
Alto frente [m]	4
Largo perforación [m]	3
Número de tiros [un]	40
Metros Barrenados [mb]	120

Tabla 60: Rendimiento y número de jumbos requeridos

Tonelaje Removido por metro [t/m]	43
Metros de avance requeridos [m/día]	9,3
Metros barrenados requeridos [mb/d]	480
Numero de perforadoras	2

8.7.1.2. Equipos de perforación para Shrinkage Stopping

Dado que parte de los objetivos de la compañía son producir con la mayor selectividad posible, se decide realizar perforación con maquina Jack Leg YT-27 o similar. Si bien es cierto esto puede ser menos productivo que automatizar la operación, permite una gran selectividad al momento de perforar. Esta es una gran ventaja en la explotación de este tipo de cuerpos más bien irregulares, es por ello que se decide mantener la perforación manual para la explotación de estos cuerpos tipo veta.



Figura 48: Perforadora YT-27

Tabla 61: Características perforadora YT-27

Peso [kg]	27
Presión de aire [Mpa]	0,63
Diámetro del cilindro [mm]	80
Carrera del pistón [mm]	60
Frecuencia de impacto [Hz]	> ó = 37
Energía de impacto [joule]	> ó = 65,5
Consumo de aire [lts/seg]	< ó = 85
Diámetro conexión de aire [mm]	25
Presión de agua [Mpa]	0,2 a 0,3
Profundidad de perforación [m]	5
Diámetro de broca [mm]	34 a 42
Dimensiones portabrocas [mm]	22 x 108

Suministrando un adecuado caudal de aire y agua, el rendimiento de la perforadora es aproximadamente 0.3 [m/min]. Datos tomados de la misma faena.

Tabla 62: Tiempo de perforación con maquina YT-27

Velocidad perforación [m/min]	0,45
Largo Barra [m]	3,2
Tiempo perforación [min]	7,11
Tiempo perforación y posicionamiento [min]	8,11
Número de tiro [tiros/turno]	50
Tiempo perforación [min/turno]	405,56
Tiempo perforación [horas/turno]	6,76

Tabla 63: Producción con máquina perforadora YT-27

Espaciamiento [m]	0,5
Burden [m]	0,6
Avance [m]	2,5
Ancho [m]	3
Largo [m]	4
Mineral Removido [ton]	81

Dado que se requiere remover 400 [tpd] a través de shrinkage stoping, y considerando el sistema de turnos, se necesita realizar doce tronaduras de esta magnitud diariamente, para lo cual se requieren seis parejas de perforistas por turno.

8.7.2. Equipos de Extracción de Mineral

Para la extracción de mineral se utilizarán los mismos equipos para ambos tipos de explotación. Considerando las dimensiones de las actuales labores construidas, es posible utilizar equipos LHD Sandvik LH410, equivalente al Toro 007, actualmente utilizado en la faena.

Tabla 64: Características LHD Toro 007

Tipo	LHD
Marca	Sandvik
Modelo	LH410
Largo Total [mm]	10.003
Alto [mm]	2.402
Ancho [mm]	2.469
Peso Operacional [kg]	23.400
Capacidad de Transporte [kg]	10,000
Capacidad Balde [m ³]	4
Motor	Volvo TAD1140VE
Potencia [HP]	315



Figura 49: Equipo LHD Sandvik LH410

El dimensionamiento de equipos LHD de acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.3.2

Tabla 65: Dimensionamiento de equipos LHD

Capacidad [ton]	8
Distancia Media [m]	50
Vel. Cargado [m/s]	3,0
Vel. Descargado [m/s]	3,0
Cargar [seg]	45
Viaje cargado [seg]	16,66
Descargar [seg]	18
Viaje descargado [seg]	16,66
Maniobras [seg]	60
Espera [seg]	60
Tiempo ciclo [seg]	216,30
Tiempo ciclo [min]	3,60

También se requiere operar con un dumper de tamaño conveniente, por ejemplo el equipo 16TD.

Tabla 66: Características Dumper 16TD

Tipo	Dumper
Marca	Sandvik
Modelo	TH315
Largo Total [mm]	7.710
Alto [mm]	2.395
Ancho [mm]	2.207
Peso Operacional [kg]	18.400
Capacidad de Transporte [kg]	15.000
Capacidad Total [m ³]	7,5
Motor	Volvo TAD851VE (Tier 3)
Potencia [HP]	252



Figura 50: Equipo dumper 16TD

El cálculo de acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.3.3 es el siguiente.

Tabla 67: Dimensionamiento de equipos Dumper

Capacidad [ton]	15
Distancia Media [m]	500
Vel. Cargado [m/s]	3,5
Vel. Descargado [m/s]	3,5
Baldadas	2
Cargar [seg]	392,7
Viaje cargado [seg]	142,9
Descargar [seg]	60
Viaje descargado [seg]	142,9
Maniobras [seg]	100
Espera [seg]	100
Tiempo ciclo [seg]	978,4
Tiempo ciclo [min]	16,31

Tabla 68: Rendimiento Dumper

Ciclos por hora [ciclos/hora]	3,68
Rendimiento instantáneo [ton/hora]	55,19
Factor operacional [%]	85
Horas efectivas [hr/día]	20,4
Disponibilidad mecánica [%]	80
Rendimiento diario [ton/día]	900,8

Adicionalmente se debe considerar la operación de un equipo de menor tamaño para la realización de desarrollos, que dada la incertidumbre que esto genera a esta escala de minería, es conveniente realizar dichos desarrollos con una sección de menor tamaño, en este caso una sección de 3[m]x3[m]. El quipo a utilizar es un LHD Sandvik LH203 o también conocido como Toro 151.

También es adecuado considerar la adquisición y operación de equipos de menor tamaño, como por ejemplo minicargadores, que puedes acceder a lugares con espacio reducido, retroexcavadora para labores de servicio en el exterior de la mina.

8.8. Anexo H: Selección de Equipos Planta de Procesamiento

De acuerdo al ritmo mina determinado, se realiza la selección de los principales equipos para la planta de procesamiento de mineral.

8.8.1. Área de Chancado

El mineral proveniente de la mina es descargado por camiones en una parrilla que separa sobre tamaño para entrada al buzón de acopio.

Tabla 69: Características buzón de acopio de mineral de alimentación de Chancado Primario

Capacidad [m ³]	580
Alimentación	Por camiones
Capacidad de Alimentación [t/h]	50
Tamaño Alimentación [pulg]	15

Tabla 70: Características de Chancador primario

Tipo	Chancador de Mandíbula
Tamaño [mm]	400x600
Potencia Motor [HP]	40
Capacidad Máxima [t/h]	35
Admisión Alimentación [mm]	340
Granulometría Descarga [pulg]	100%- 4"

El chancador primario descarga en un buzón de acopio que alimenta una correa transportadora que descarga en el chancador secundario.

Tabla 71: Características de buzón de acopio de mineral para chancado secundario

Capacidad [m ³]	400
Alimentación	Correa transportadora
Capacidad de Alimentación [t/h]	50
Tamaño Alimentación [pulg]	6

Tabla 72: Características de chancador secundario

Tamaño [mm]	250x400
Potencia Motor [HP]	15
Capacidad Máxima [t/h]	35
Granulometría Descarga [pulg]	100%- 2,5"

El chancador secundario descarga en una correa transportadora que a su vez descarga en un harnero vibratorio que clasifica el mineral chancado, y recircula el sobretamaño.

Tabla 73: Características de harnero vibratorio primario

Tipo	Harnero Vibratorio
Potencia Motor [HP]	7,9
Abertura Malla [pulg]	0,7"x0,7"
Granulometría sobre tamaño [pulg]	1/2
Granulometría bajo tamaño [pulg]	3/8

El bajo tamaño pasa al chancador terciario tipo Pulvomatic que luego descarga en un segundo harnero vibratorio.

Tabla 74: Características chancador terciario

Tipo	Chancador Pulvomatic
Potencia Motor [HP]	7,5
Capacidad Máxima [t/h]	90
Abertura Alimentación [pulg]	4

Tabla 75: Características de harnero vibratorio secundario

Tipo	Harnero Vibratorio
Potencia Motor [HP]	7,5
Abertura Malla [cm]	1,8x1,8

8.8.2. Área de Molienda

El producto del chancado es transportado mediante una correa al molino de bolas principal.

Tabla 76: Características molino de boas principal

Tamaño [mm]	2100x3600
Solido de Molienda en Peso [%]	70-80
Granulometría Producto [μ m]	100
Granulometría Alimentación [pulg]	3/8-1/2
Potencia Motor [HP]	280
Capacidad [t/h]	60
Hold Up [%]	47
Tamaño Bolas [pulg]	4-6-8
Velocidad Rotación [RPM]	24,1
Revestimiento	Acero

El producto del molino principal pasa posteriormente por dos hidrociclones, que clasifican enviando el sobretamaño a remolienda y el bajotamaño a flotación.

Tabla 77: Características de hidrociclones

Diámetro inferior [mm]	250
Diámetro Entrada [mm]	55-74-80
Granulometría Entrada [mm]	3
Presión de Alimentación [Mpa]	0,05-0,4
Capacidad de Tratamiento [m ³ /h]	40-65
Granulometría de Separación [μm]	40-100
Dimensión Exterior [mm]	548x390x1057

Tabla 78: Características de molino de bolas de remolienda

Tamaño [mm]	2100x3000
Solido de Molienda en Peso [%]	70-80
Granulometría Producto [μm]	10
Granulometría Alimentación [pulg]	3/8
Potencia Motor [HP]	280
Capacidad [t/h]	60
Hold Up [%]	47
Tamaño Bolas [pulg]	2-4
Velocidad Rotación [RPM]	23,7
Revestimiento	Acero

8.8.3. Área de Flotación

El producto de la molienda llega al área de flotación, en donde pasa inicialmente por el acondicionador, lugar en que se agregan los reactivos necesarios.

Tabla 79: Características de acondicionador

Volumen [m ³]	2,8
Diámetro Impeler [mm]	430
Velocidad Rotación [RPM]	480
Potencia Motor [HP]	10
Diámetro Interno [mm]	1500

Tabla 80: Características de celda de flotación

Potencia Motor [HP]	15
Volumen Especifico Celda [m ³]	2,8
Diámetro Impulsor [mm]	600
Capacidad de Tratamiento [m ³ /min]	1,5-3,5
Velocidad Rotación Impulsor [RPM]	280
Velocidad Rotación Raspador [RPM]	26
Dimensiones [mm]	1700x1600x1150

8.9. Anexo I: Planificación de la Producción

8.9.1. Producción Shrinkage Stoping

De acuerdo al dimensionamiento realizado para los caserones de Shrinkage Stoping, la producción esperada de cada caserón se muestra en Tabla 81.

Tabla 81: Dimensiones y tonelaje de cada caserón de Shrinkage Stoping

Corrida [m]	35
Potencia [m]	4
Alto [m]	25
Cantidad de Mineral [ton]	9.450

Para la construcción de un caserón se requiere realizar los siguientes desarrollos previos a la explotación del caserón.

Tabla 82: Requerimiento de desarrollo previo a explotación de caserón

Labor	Requerimiento [m]	Sección	Avance por Disparo [m]
Galería Nivel de Extracción [m]	44	3[m]x3[m]	2,2
Chimenea 1 [m]	22	2[m]x2[m]	1,6
Chimenea 2 [m]	22	2[m]x2[m]	1,6

Se considera un avance del 90% respecto del largo de la perforación, correspondiente a 2,4 [m] y 1,8 [m] para galería y chimeneas respectivamente.

Para el caso de la construcción del nivel inferior de extracción, se considera un disparo por turno. Para cuando se comienza con la construcción de las chimeneas, al deber barrenar una menor cantidad de metros, se considera que se perfora la chimenea y además se perfora la mitad de la frente de la galería del nivel de extracción, pero realizando tronadura solo en la chimenea. Al día siguiente se termina de perforar la frente de la galería y se perfora completa la frente de la chimenea nuevamente, en este caso se puede realizar tronadura en ambos puntos.

Tabla 83: Secuencia de desarrollos para la preparación de caserón de Shrinkage Stopping

Día	Galería Nivel de Extracción	Chimenea 1	Chimenea 2
1	2,2		
2	2,2		
3	2,2		
4	2,2		
5	2,2		
6	2,2		
7	2,2		
8	2,2		
9	2,2		
10		1,6	
11	2,2	1,6	
12		1,6	
13	2,2	1,6	
14		1,6	
15	2,2	1,6	
16		1,6	
17	2,2	1,6	
18		1,6	
19	2,2	1,6	
20		1,6	
21	2,2	1,6	
22		1,6	
23		1,6	
24			1,6
25	2,2		1,6
26			1,6
27	2,2		1,6
28			1,6
29	2,2		1,6
30			1,6
31	2,2		1,6
32			1,6
33	2,2		1,6
34			1,6
35			1,6
36			1,6
37			1,6
Total	44	22,4	22,4

8.10. Anexo J: Diagramas de Disparo

8.10.1. Sección de 3,5[m]x3,5[m] para avance horizontal

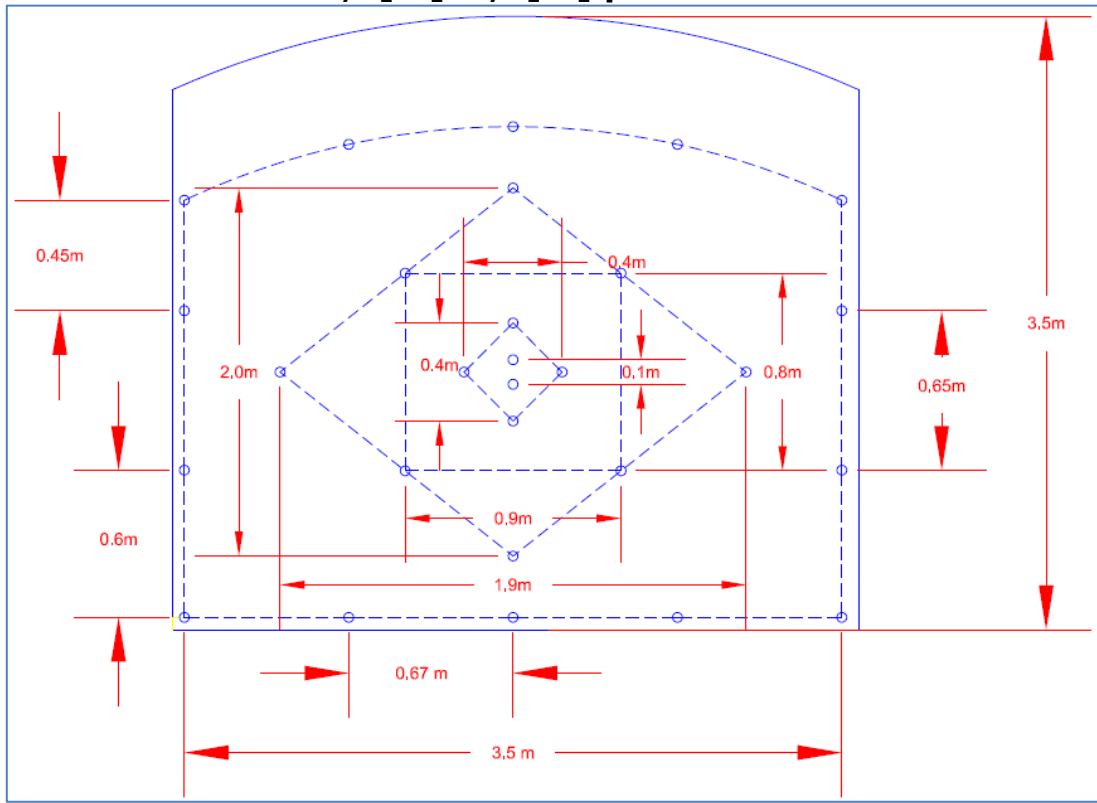


Figura 51: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista frontal

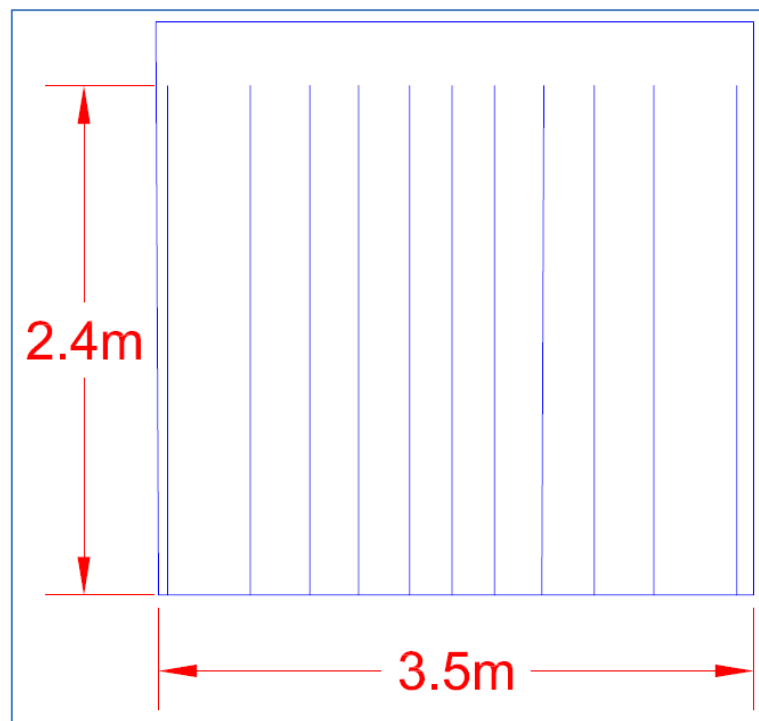


Figura 52: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista en planta

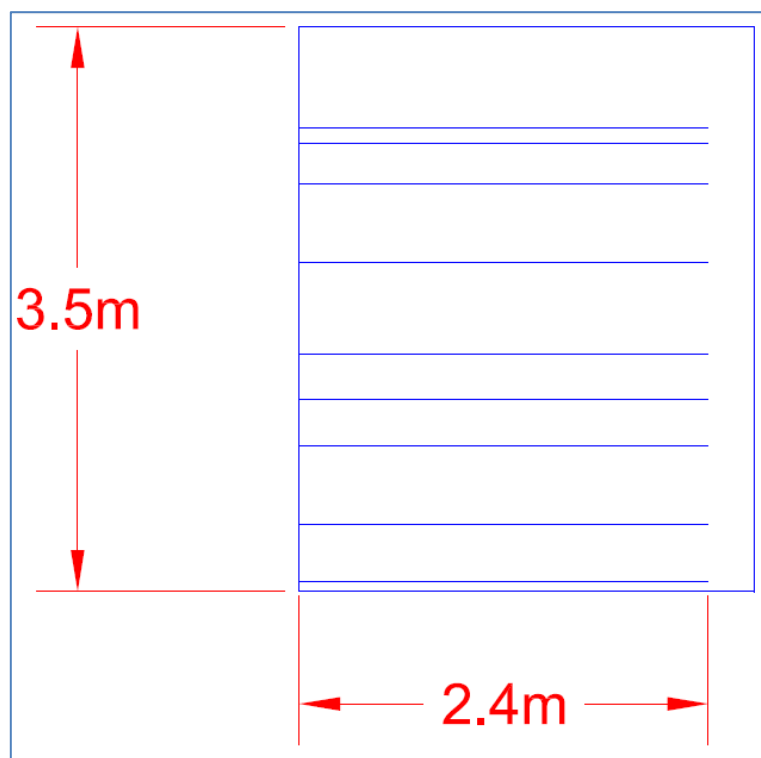


Figura 53: Diagrama de disparo sección 3,5[m]x3,5[m], vista perfil

De acuerdo a la información entregada por la Dirección General de Movilización Nacional, respecto de las equivalencias de explosivos a Amongelatina al 60%, se aprecia en la Tabla 84 la correspondencia para cada explosivo usado en Mina Rafaela.

Tabla 84: Equivalencia de explosivos a Amongelatina al 60% medida en gramos (10)

Explosivo	Equivalencia a Amongelatina 60% [gr]
ANFO [kg]	608
Guía Lenta [m]	0,556
Fulminante #8 [un]	1,786
Emultex 1x8" [un]	59,524

Tabla 85: Gasto de explosivo para diferentes largos de perforación

	Sección 3,5[m]x3,5[m]	Sección 3,5[m]x3,5[m]	Sección 3,5[m]x3,5[m]
Largo Perforación [m]	3,2	2,4	1,8
ANFO [kg]	26	20	17
Guía Lenta [m]	104	91	65
Fulminante #8 [un]	26	26	26
Emultex 1x8" [un]	26	13	13

Además es posible estimar los requerimientos de perforación para cada frente, y los rendimientos esperados, considerando un avance del 85% respecto del largo de la perforación.

Tabla 86: Rendimientos esperados de tronadura

Largo Perforación [m]	3,2	2,4	1,8
Metros Barrenados	83,2	62,4	46,8
Mineral Arrancado [ton]	90	67	51
Factor de Carga [gr amon60%/ton]	194	193	221

8.11. Anexo K: Precio del Cobre

El precio del cobre es sin duda uno de los factores más importantes al momento de evaluar un proyecto de minería de cobre. Dado lo anterior, es que se debe conocer cuál es la tendencia de precios, pero no solo es importante en precio del cobre expresado en dólares por libra de cobre fino, sino que también el valor de la divisa respecto a la moneda nacional, en el gráfico a continuación se muestra la evolución de ambos factores desde el 1 de Enero de 2020 hasta el 30 de junio de 2021, en base a información obtenida sobre precios históricos del cobre (11) y del dólar (12).

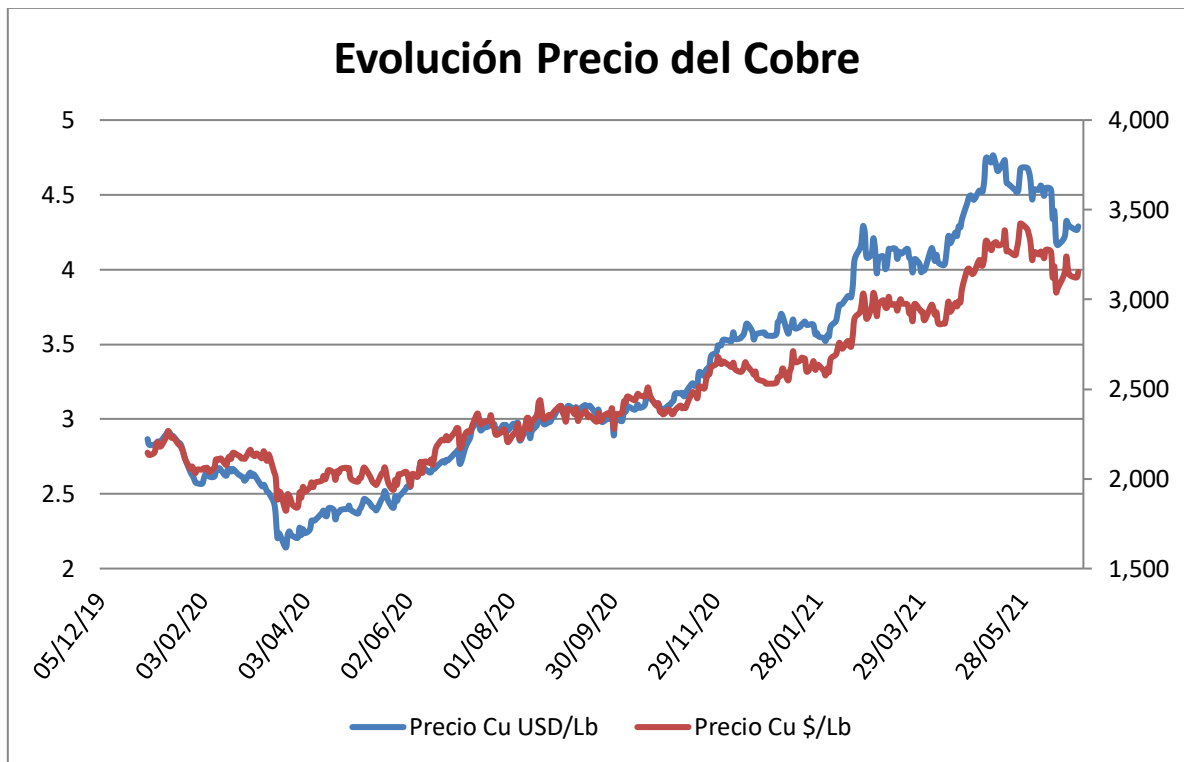


Figura 54: Evolución del precio del cobre

Para ambos casos se aprecia una cierta tendencia al alza, pero existe la incertidumbre de lo que pueda ocurrir en el futuro, pues la volatilidad del mercado de metales se ha hecho presente en el último tiempo, sobre todo debido a la gran influencia de la pandemia de Covid-19 que azota al planeta.

Por ejemplo, el precio del cobre en dólares por libra se ubica por sobre la barrera de los 3,5 [USD/lb] desde el 04 de diciembre de 2020, llegando incluso a valores sobre 4,7 [USD/lb] en mayo de 2021.

Respecto a las proyecciones del precio del metal, se deben considerar muchos factores, entre ellos indicadores como Managed Money Trader (MMT), que representa una evolución del número neto de contratos futuros, el indicador es mayor a cero cuando las compras de contratos futuros son mayores que las ventas, en este caso se tienen expectativas de alza de

precios. De forma análoga se esperan bajas de precios para el caso en que el MMT es menor que cero.

Sin duda uno de los factores más importantes son las importaciones de cobre de China, durante el año 2020, las importaciones alcanzaron un máximo en el mes de marzo, y luego una baja en el mes de mayo. Comparado con el año 2019, las importaciones acumuladas al mes de mayo bajaron un 2,1%.

Respecto del consumo mundial de cobre refinado, durante el primer trimestre del 2019 se produjo un aumento del 0,5% en relación al primer trimestre del año 2018, sin embargo se aprecia una baja del 9,8% comparado con el trimestre anterior. Entre los países que evidenciaron un aumento en el consumo están Corea del Sur, Turquía, India e Italia, y las principales disminuciones son por parte de China, Estados Unidos y Japón.

Al analizar las variaciones en la producción mundial de cobre de mina, durante el primer trimestre del año 2019 se nota una baja del 1% respecto de la producción del cuarto trimestre del año 2018, entre los países con mayor incremento destacan la República Democrática del Congo y Estados Unidos, por otro lado, las mayores bajas las presentan Chile, Kazajstán, Mongolia Argentina.

Por último, a pesar de la baja del precio del cobre, la caída es inferior porcentualmente a la situación de otros commodities como el níquel, molibdeno y hierro.

Finalmente, las proyecciones de Cochilco para lo que queda del año es un precio de USD4,20, y para el 2022 es de USD 3,95 la libra (13).

8.12. Anexo L: Tarifa de Concentrados ENAMI

Para evaluar y operar cualquier proyecto de pequeña, y algunos de mediana minería, es imperativo considerar como posibilidad la venta de minerales o concentrados a ENAMI, y esta no es la excepción. La oficina de ENAMI Cabildo actúa como poder comprador en la zona, y procesa los minerales de pequeños productores en la planta de flotación de sulfuros de Minera Las Cenizas ubicada en el pueblo de Cabildo.

La tarifa de compra que utiliza ENAMI se calcula considerando el precio internacional del metal y los costos de procesamiento (14).

$$\text{Tarifa ENAMI} = \text{Precio Internacional} - \text{Cargos de Tratamiento}$$

Dicha tarifa se mantiene fija durante todo el mes y se compone de:

- Base: Tarifa por concentrados con ley de 20% CuIns.
- Escala: Ajuste por ley, premio o castigo, considerando variación de 1% CuIns.

Conociendo la ley Cu Ins en el concentrado, es posible determinar la cantidad de cobre fino presente, además con el precio del cobre es posible conocer el valor del cobre fino contenido en dicha tonelada de concentrado. El ejercicio base se hace con un concentrado de ley 20% Cu Ins.

Luego, se aplican los descuentos correspondientes al procesamiento del concentrado, en este caso son fusión, refinación y pérdidas metalúrgicas.

El cargo por fusión se expresa en USD/ton de concentrado, por lo tanto dicho cargo se aplica directamente.

El cargo por pérdidas metalúrgicas representa el porcentaje de cobre fino que no se recupera en el proceso. Ese porcentaje junto con el contenido de cobre fino y el precio del cobre, permite obtener una cifra expresada en USD/ton de concentrado.

El cargo por refinación se aplica sobre el cobre fino recuperado solamente, pero se utiliza el costo que origina dicho proceso y las cantidades de cobre fino a refinar. Como el cargo se aplica sobre el cobre fino recuperado, se debe considerar la pérdida metalúrgica en el proceso de fusión.

Para el caso del cálculo de la escala, se valoriza el concentrado con una ley de 1% CuIns, el proceso es similar para el cálculo de la tarifa base sin embargo en este caso no se aplica el descuento por fusión, solo se aplican los cargos por refinación y pérdidas metalúrgicas.

$$\text{Tarifa Base} = \left[F_c * (LME - CR) * \frac{LC}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) - CF \right]$$

$$Escala = \left[F_c * (LME - CR) * \frac{1}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) \right]$$

- F_c* 22,046223, Factor de conversión de US¢/Lb a USD/TM
- LC* Ley de concentrado [%]
- PM* Pérdida metalúrgica por fusión [%]
- LME* Precio del metal [US¢/Lb]
- CR* Cargo por refinación [US¢/Lb]
- CF* Cargo por fusión [USD/TM]

8.13. Anexo M: Tarifa de Minerales Sulfurados de Cobre ENAMI

Para el caso de comercialización de minerales sulfurados, ENAMI utiliza el mismo principio para el cálculo de la tarifa de concentrados (14).

$$\text{Tarifa ENAMI} = \text{Precio Internacional} - \text{Cargos de Tratamiento}$$

Dicha tarifa se mantiene fija durante todo el mes y se compone de:

- Base: Tarifa por minerales con ley de 2,5% Cu Ins.
- Escala: Ajuste por ley, premio o castigo, considerando variación de 1% Cu Ins.

Además para el caso de Mina Rafaela, se debe considerar la presencia de Plata como subproducto cuando se tienen contenidos superiores a 20 [ppm].

También se debe considerar que ENAMI considera como panteón los minerales con leyes inferiores a 0,9% de Cu Ins.

La tarifa para un cierto mes queda definida como sigue.

$$\text{Tarifa ENAMI} = \text{Base} + (\text{Ley Cu Ins}[\%] - 2,5) * \text{Escala Cu Ins} + \\ (\text{Ley Ag}[\text{ppm}] - 5) * \text{Escala Ag}$$

El procedimiento para determinar los valores a usar comienza con considerar el valor de la tonelada de concentrado con ley de 20% Cu Ins, a partir de eso se calcula el valor en dólares de la tonelada de cobre fino.

Luego, conociendo la ley de cobre insoluble, se conoce el contenido de cobre en toneladas por cada tonelada de mineral. Con esto se conoce el valor de la tonelada de mineral pero sin ningún proceso, por lo que es necesario descontar los cargos por su tratamiento.

Lo primero es considerar el cargo por tratamiento, se expresa en USD/ton. Luego se aplica un descuento por recuperación metalúrgica, se expresa en porcentaje y corresponde a lo que se logra recuperar en el proceso de flotación. Considerando el contenido de cobre, el precio y el porcentaje se pérdida, se calcula el valor del pérdida del metal expresado en USD/ton.

Considerando estos dos descuentos se obtiene el valor final por tonelada de mineral con ley Cu Ins de 2,5%. Se debe hacer notar que el precio de la tonelada de concentrado incluye los descuentos por cargos por fusión, refinación y pérdidas del proceso.

Para el cálculo de la escala, el procedimiento es similar con la salvedad que solo se hace el descuento por recuperación metalúrgica y se considera una tonelada con 1% Cu Ins.

$$Tarifa\ Base = \left[F_c * (LME - CR) * \frac{LC}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) - CF \right] * \frac{LM}{LC} * \frac{REC}{100} - CB$$

$$Escala = \left[F_c * (LME - CR) * \frac{LC}{100} * \left(1 - \frac{PM}{100} \right) - CF \right] * \frac{1}{LC} * \frac{REC}{100}$$

- F_c* 22,046223, Factor de conversión de US¢/Lb a USD/TM
- LC* Ley de concentrado [%]
- LM* Ley base del mineral [%]
- PM* Pérdida metalúrgica por fusión [%]
- LME* Precio del metal [US¢/Lb]
- CR* Cargo por refinación [US¢/Lb]
- CF* Cargo por fusión [USD/TM]
- REC* Recuperación en etapa de concentración [%]
- CB* Cargo por flotación [USD/TMS]

8.14. Anexo N: Costos de Producción

Se cuenta con información de compras, remuneraciones, honorarios, etc. lo que permite elaborar un registro de costos de producción. Para ello se considera el periodo 2019-2020, en que se presenta un aumento de la producción.

Se decide considerar este periodo, pues anterior a esto, la operación de la mina no es continua, ni tampoco representativa, además de existir una falta de información necesaria para realizar el ejercicio.

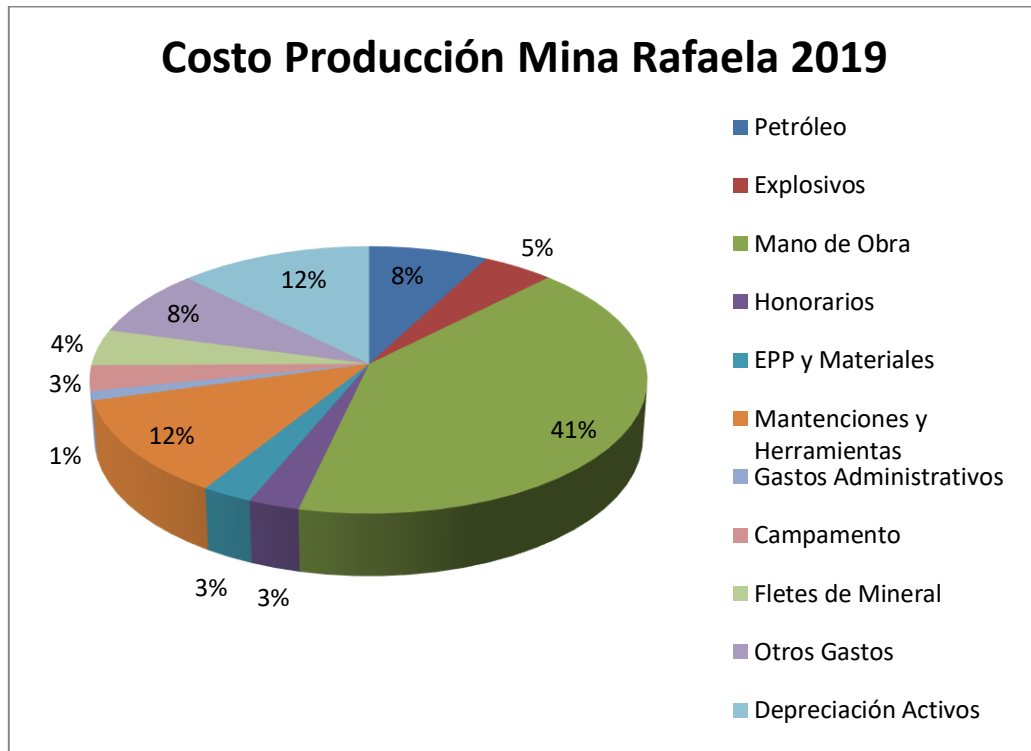


Figura 55: Gráfico de distribución de costos de producción Mina Rafaela año 2019

Tabla 87: Resumen de costo de producción Mina Rafaela año 2019 expresado en USD/Ton

Item	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Promedio
Petróleo	1,78	1,96	2,17	1,69	1,82	1,55	1,95	1,75	1,89	1,56	1,40	1,64	1,76
Explosivos	1,41	1,02	1,50	0,41	1,04	0,63	1,69	0,97	1,35	0,70	0,69	1,28	1,06
Mano de Obra	6,90	7,66	9,16	8,74	8,45	9,56	12,19	12,69	13,13	7,70	8,23	8,26	9,39
Honorarios	0,90	1,06	0,91	0,51	0,54	0,54	0,49	0,47	0,55	0,37	0,35	0,54	0,60
EPP y Materiales	0,31	0,33	0,60	1,37	0,83	0,44	0,96	0,64	0,14	0,81	0,40	0,36	0,60
Mantenciones y Herramientas	2,79	3,93	4,55	2,81	2,45	3,34	2,86	2,73	1,40	2,09	1,56	1,64	2,68
Gastos Administrativos	0,24	0,25	0,26	0,26	0,20	0,27	0,34	0,36	0,31	0,21	0,18	0,17	0,25
Campamento	0,30	0,56	0,50	0,43	0,49	0,46	1,04	1,17	1,24	0,71	0,73	0,74	0,70
Fletes de Mineral	0,49	1,55	1,85	0,92	0,64	1,30	0,27	0,80	0,75	1,11	1,00	1,30	1,00
Otros Gastos	1,68	2,59	2,80	1,53	1,65	1,18	2,16	1,78	1,92	2,37	1,29	1,51	1,87
Depreciación Activos	1,22	2,87	3,00	2,91	2,42	3,08	4,62	4,55	4,05	2,20	1,78	1,62	2,86
Costo Mina	18,02	23,78	27,31	21,58	20,54	22,35	28,57	27,92	26,71	19,83	17,60	19,07	22,77

Tabla 88: Resumen de costo de producción Mina Rafaela año 2020 expresado en USD/Ton.

Item	Ene	Feb	Mar	Abr	May	Jun	Jul	Ago	Sep	Oct	Nov	Dic	Promedio
Petróleo	1,82	1,93	1,66	1,88	1,65	1,95	2,01	1,67	1,73	1,57	1,72	1,73	1,78
Explosivos	0,98	1,06	1,17	1,00	1,36	1,33	0,96	0,72	0,47	1,08	0,89	1,36	1,03
Mano de Obra	7,12	6,99	5,85	6,08	6,42	7,03	7,64	6,43	8,94	5,97	7,22	7,22	6,91
Honorarios	0,53	0,51	0,49	0,49	0,41	0,50	0,19	0,00	0,00	0,27	0,29	0,50	0,35
EPP y Materiales	0,80	0,38	0,76	0,27	0,41	0,49	0,40	0,27	0,50	0,36	0,45	0,40	0,46
Mantenciones y Herramientas	0,65	2,61	2,50	1,50	1,60	1,51	3,21	1,53	1,94	1,94	1,31	1,94	1,85
Gastos Administrativos	0,17	0,14	0,11	0,12	0,12	0,13	0,14	0,11	0,13	0,10	0,12	0,13	0,13
Campamento	0,54	0,68	0,42	0,49	0,30	0,36	0,64	0,45	0,35	0,32	0,45	0,49	0,46
Fletes de Mineral	1,91	2,14	1,45	1,39	1,70	1,99	2,22	1,99	1,91	1,52	2,67	2,22	1,93
Otros Gastos	3,84	3,14	2,55	1,50	2,56	2,88	3,83	2,23	2,68	2,64	2,56	3,83	2,85
Depreciación Activos	1,43	2,70	1,87	1,89	1,90	2,07	2,39	1,94	2,24	1,57	1,86	1,90	1,98
Costo Mina	19,79	22,28	18,81	16,62	18,43	20,25	23,62	17,35	20,90	17,36	19,54	21,73	19,72

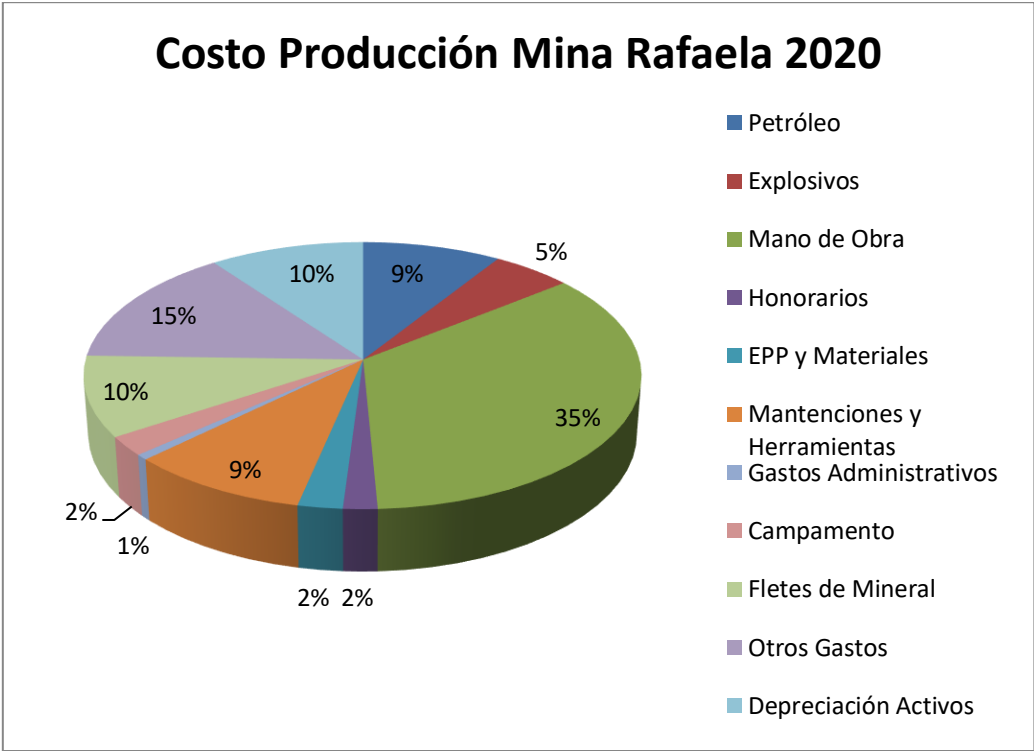


Figura 56: Gráfico de distribución de costos de producción Mina Rafaela año 2020

Dado el análisis, es posible inferir una dependencia del costo de producción con respecto a la producción en toneladas, esto se debe a que existe un importante porcentaje de costos fijos, por lo tanto al aumentar la producción de un determinado mes, se aprecia la baja del costo de producción. De forma análoga, al disminuir la producción se ve el aumento del costo de producción. Se debe destacar que el costo calculado anteriormente corresponde al costo de producción de Mina Rafaela, y contempla todos los gastos en que se incurre para la operación de la faena.

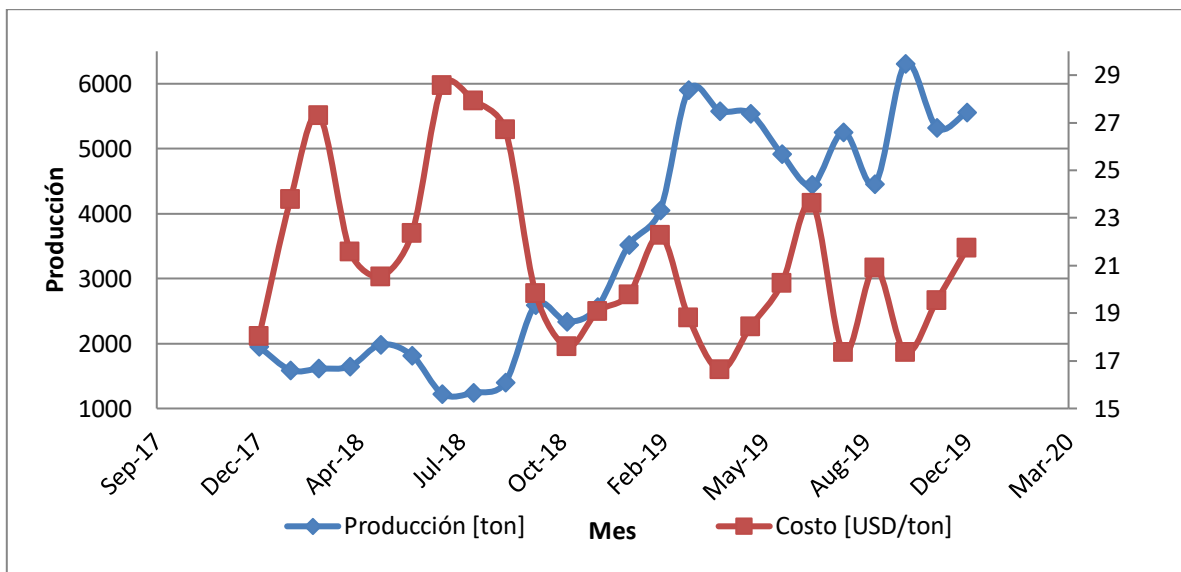


Figura 57: Gráfico relación entre costo de producción y producción en Mina Rafaela años 2019 y 2020.

Dado que se cuenta con una dotación estable, que presenta pocas variaciones a lo largo de los meses, se puede considerar que los ítems de manos de obra, honorarios, gastos administrativos, campamento y depreciación de activos, son prácticamente invariantes a lo largo de los meses, esto representa el 64% del costo de producción. Debido a esto es que un alza en la producción conlleva una baja en el costo de producción.

En la Figura 58 se aprecia la relación mencionada anteriormente, a mayor producción se evidencia la baja en el costo de producción.

Es importante aclarar que dicha relación se mantiene en cierto rango de producción, puesto que al aumentar la producción sobre cierto límite, se hace necesario por ejemplo contratar personal de perforación y tronadura, o tal vez invertir en equipos aire comprimido o extracción de mayor tamaño.

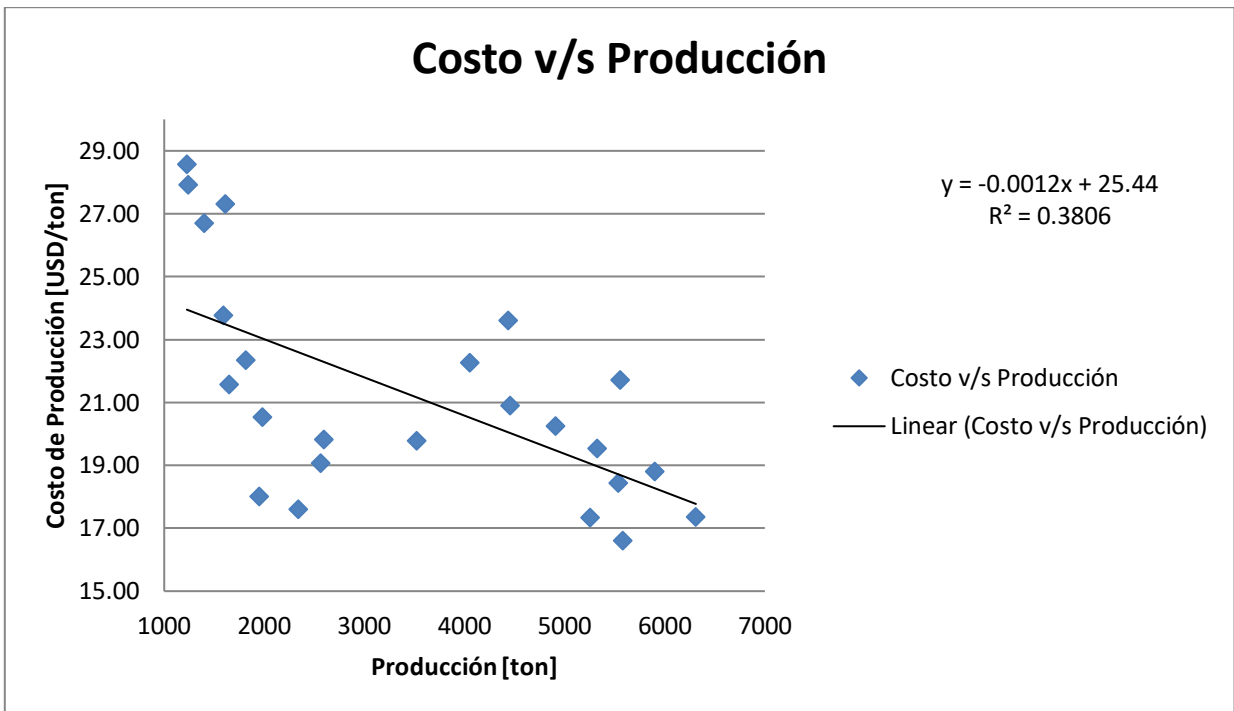


Figura 58: Gráfico de costo de producción v/s producción desde enero 2019 a diciembre 2020.

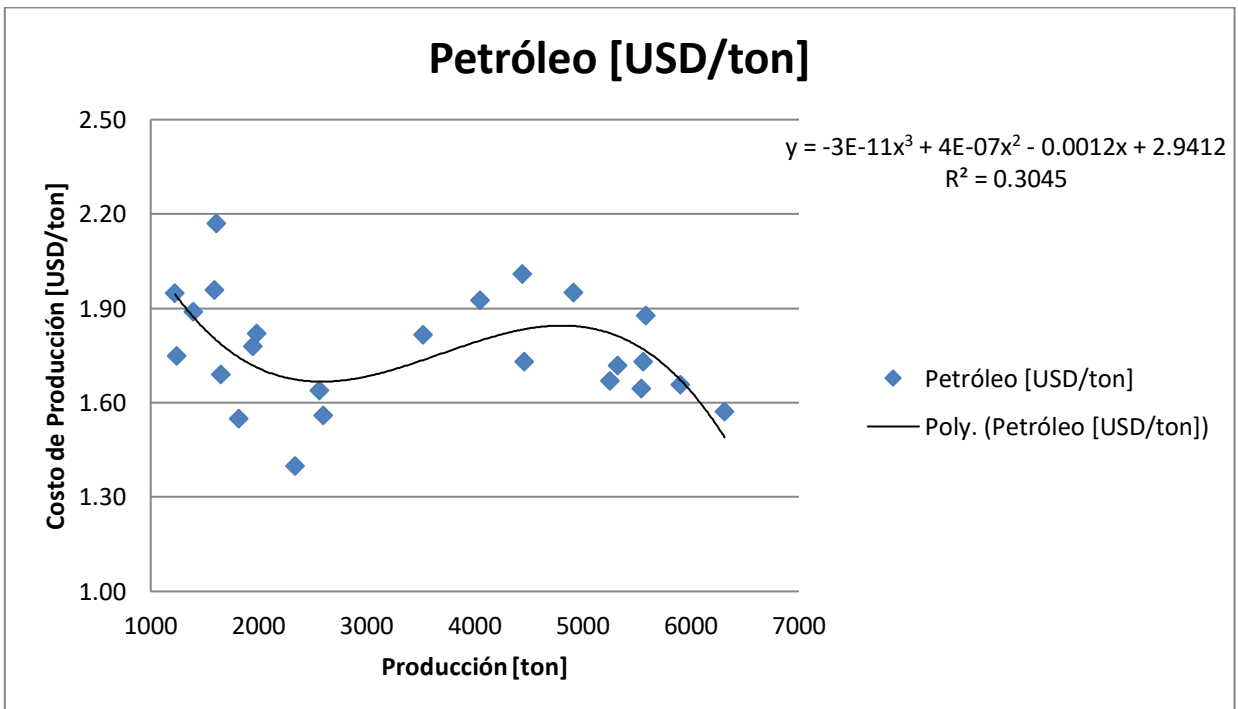


Figura 59: Gráfico de consumo de petróleo v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.

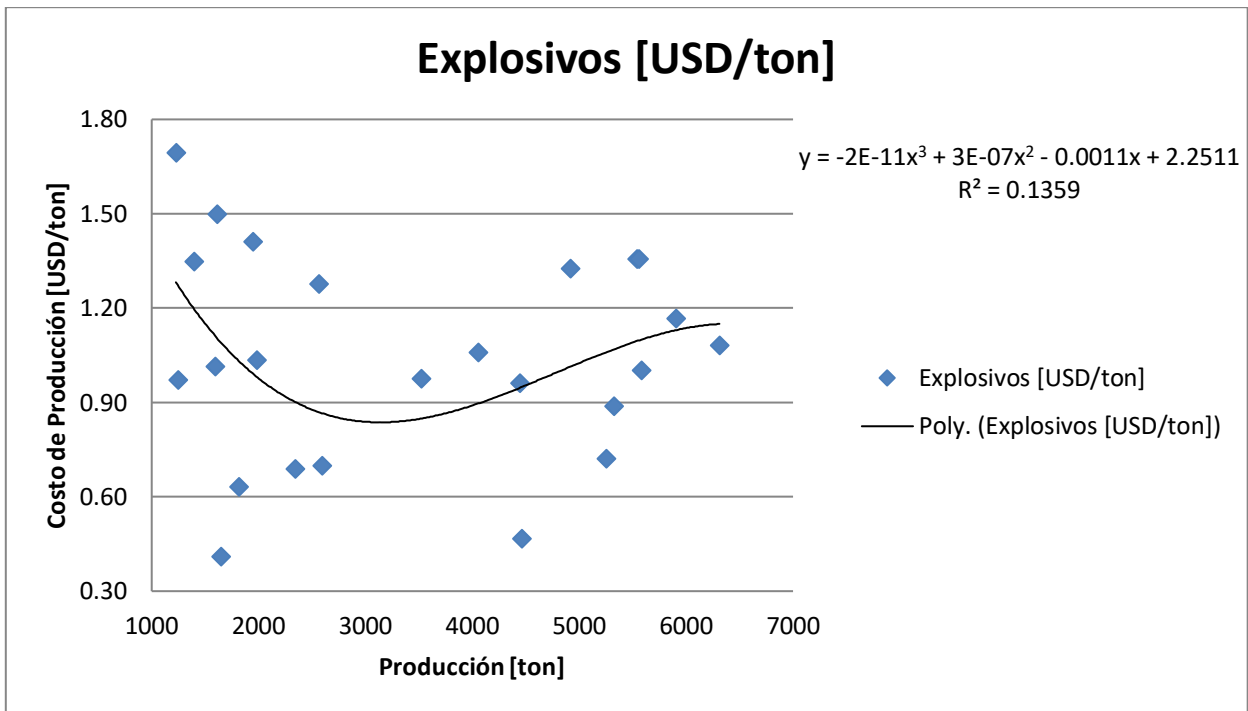


Figura 60: Gráfico de consumo de explosivo v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.

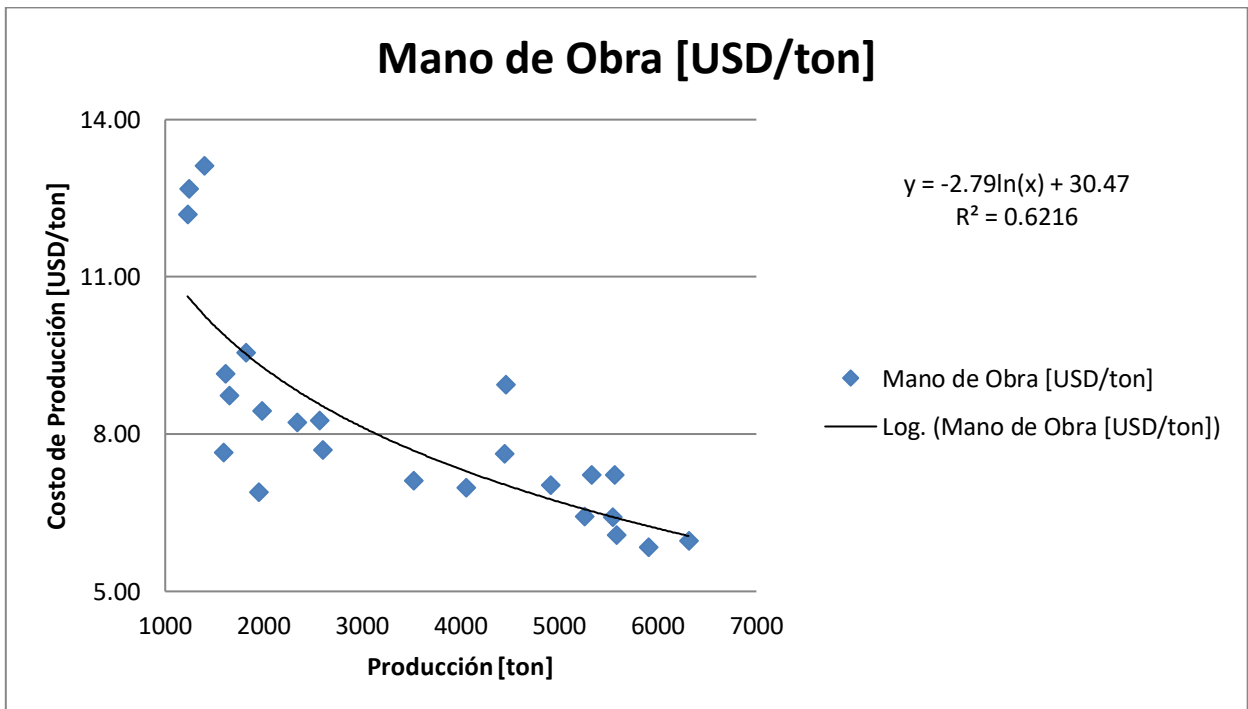


Figura 61: Gráfico de costo de mano de obra v/s producción desde enero 2020 a diciembre 2020.

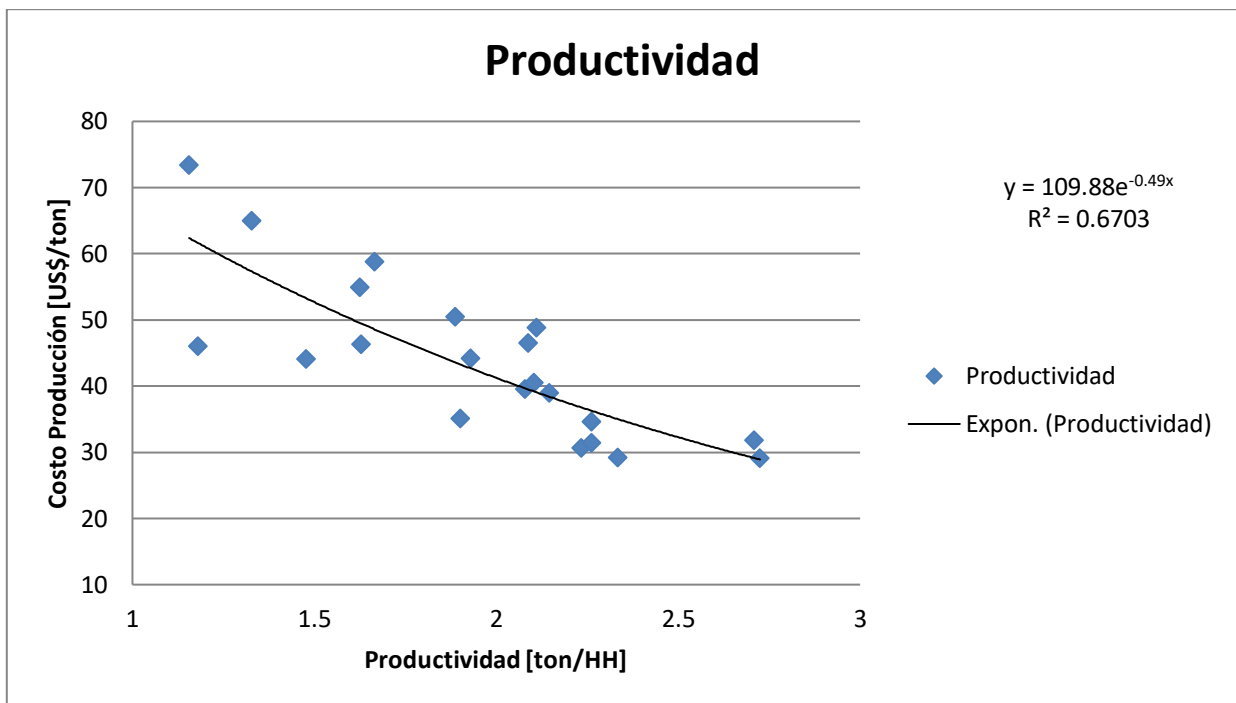


Figura 62: Gráfico de productividad v/s costo producción desde enero 2019 a diciembre 2020.

Dado que se busca aumentar la producción de forma considerable, se espera tener una baja en el costo de producción aunque probablemente no sea tan significativa puesto que se deben considerar otros factores como lo serían el hecho de externalizar servicios, esto conlleva un alza en los costos, además se debe contemplar un aumento en los estándares de la operación, principalmente en lo que se refiere a seguridad y control, si bien el hecho de cumplir dichos estándares es primordial, se debe tener muy claro que en general disminuyen los tiempos efectivos de trabajo. Por lo anterior no se debe esperar que la disminución sea tan marcada en el costo de producción, aun cuando haya un aumento de la producción.

Es importante mencionar que se espera tener un alza en la productividad, sin embargo el costo de producción posiblemente no sufra una gran disminución, debido a que

8.15. Anexo O: Venta de Mineral v/s Venta de Concentrado

A nivel de pequeña o incluso algunas faenas de mediana minería, existen dos opciones para vender el producto de la faena minera, venta de mineral ROM y venta de concentrado, en ambos casos los posibles compradores son ENAMI o algún poder comprador privado.

Ambas opciones presentan ventajas y desventajas, en el caso de venta de mineral proveniente de la mina, como ventajas se puede considerar que se tendrá una compañía más pequeña y no será necesario especializarse en el área metalúrgica, esto podría ser considerado una ventaja, además se evita lidiar con temas medio ambientales pero pueden dificultar el proceso de expansión. Por otro lado la desventaja es que se está comercializando un producto con menor valor agregado, y por lo tanto se está capturando el mínimo valor posible del producto.

Para el caso de venta de concentrado, se requerirá una mayor inversión y además contar con personal clave para la operación de la planta. La ventaja de esta opción es vender un producto con mayor valor agregado, lo que en general implica un mayor beneficio económico. Se realiza una primera estimación y comparación de los costos, inversiones, ingresos y utilidades de ambas opciones de comercialización de mineral.

8.15.1. Análisis Económico

Parámetros de entrada para realizar el análisis.

Tabla 89: Parámetros para análisis de opciones de venta

Mineral [ton]	2.880.000
Ley Media Cu [%]	1,75
Ley Media Ag [ppm]	16,1
Costo Mina [USD/ton]	18,59
Costo Planta [USD/ton]	27,45
Inversión Mina [USD]	11.410.000
Inversión Planta [USD]	8.061.665
Tarifa Flete Venta Mineral ROM [USD/ton]	2,62
Tarifa Flete a Planta Propia [USD/ton]	1,79

La tarifa considerada para este análisis es la correspondiente a Julio de 2020 publicada por ENAMI, pues se utiliza un precio del cobre cercano al utilizado en este trabajo.

8.15.1.1. Caso Venta Mineral ROM

La venta de mineral ROM ya sea a ENAMI o a un poder de compra privado, debe considerar adicional al costo de mina, el costo de flete a dicha planta.

Tabla 90: Evaluación Económica caso Venta de Mineral ROM

Costo Mina [MUSD]	53.539.200
Costo Flete [MUSD]	7.545.600
Inversión Mina [MUSD]	11.410.000
Costo + Inversión [MUSD]	72.494.800
Tarifa mineral [USD/ton]	74,11
Ingresos [MUSD]	213.436.800
Beneficio [MUSD]	140.942.000

8.15.1.2. Caso Venta de Concentrado

El caso de venta de concentrado debe considerar un costo de flete menor pues la planta se ubicaría en un lugar más cercano. Se considera una recuperación del 82% de los finos y como producto un concentrado de 25%.

Costo Mina [MUSD]	53.539.200
Costo Flete [MUSD]	5.155.200
Costo Planta [MUSD]	79.056.000
Inversión Mina [MUSD]	11.410.000
Inversión Planta [MUSD]	8.061.665
Costo + Inversión [MUSD]	157.232.065
Finos Contenidos [ton]	50.400
Finos Recuperados [ton]	40.320
Concentrado [ton]	192.000
Tarifa Concentrado [USD/ton]	1.745
Ingresos [MUSD]	335.040.000
Beneficio [MUSD]	177.807.935

8.16. Anexo P: Flujo de Caja

Tabla 91: Flujo de caja de proyecto de expansión Mina Rafaela

Evaluación Económica Proyecto Expansión Mina Rafaela											
Periodo (años)	Año 1	Año 2	Año 3	Año 4	Año 5	Año 6	Año 7	Año 8	Año 9	Año 10	Total
Precio Cu - USD/Lb	4,00	4,00	3,92	3,84	3,76	3,69	3,62	3,54	3,47	3,40	3,73
Precio Ag - USD/Oz	22,00	22,00	21,56	21,13	20,71	20,29	19,89	19,49	19,10	18,72	20,49
Precio Au - USD/Oz	1.800	1.782	1.764	1.747	1.729	1.712	1.695	1.678	1.661	1.644	1.721
Producción (ton)	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	288.000	2.880,000
+Ingresos (MUS\$)	39,57	38,21	36,10	34,10	32,20	30,40	28,70	27,08	25,54	24,09	316,00
Costo Mina (MUS\$)	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	5,35	53,54
Costo Planta (MUS\$)	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	7,91	79,06
Costo G/A (MUS\$)	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	1,00	10,00
-Costo Total (MUS\$)	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	14,26	142,60
=Beneficios (MUS\$)	25,31	23,95	21,84	19,84	17,94	16,14	14,44	12,82	11,28	9,83	173,40
-Gastos no desembolsables (D+A+V)	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
-Perdidas ejercicio anterior	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
=UAI	25,31	23,95	21,84	19,84	17,94	16,14	14,44	12,82	11,28	9,83	173,40
-Impuesto	-5,06	-4,79	-4,37	-3,97	-3,59	-3,23	-2,89	-2,56	-2,26	-1,97	-34,68
=UDI	20,25	19,16	17,47	15,87	14,35	12,91	11,55	10,25	9,03	7,86	138,72
+Ajuste por gastos no desembolsables	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
+Ajuste por perdidas ej. Anterior	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00	0,00
-Royalty	0,79	0,76	0,72	0,68	0,64	0,61	0,57	0,54	0,51	0,48	6,32
=Flujo de Caja operacional	21,04	19,93	18,20	16,55	15,00	13,52	12,12	10,80	9,54	8,35	145,04
Inversión	-5,10	-0,60	-0,60	-0,60	-0,90	-0,61	-1,20	-0,60	-0,60	-0,60	-11,41
=Flujo de Caja	15,94	19,33	17,60	15,95	14,10	12,91	10,92	10,20	8,94	7,75	133,63
=Flujo de Caja Acumulado	15,94	35,27	52,86	68,82	82,92	95,83	106,75	116,95	125,89	133,63	

8.17. Anexo Q: Permisos Sectoriales

Tabla 92: Permisos Sectoriales por Organismo

Organismo	Principales Permisos
Consejo de Monumentos Nacionales	Autorización Arqueológica
	Intervención de Monumentos Nacionales
Conaf	Plan de Manejo Forestal
	Quema Controlada
	Aviso de Ejecución de Faenas Forestales
Dirección General de Aeronáutica Civil	Certificado de Altura Líneas de Tendido Eléctrico
	Certificado de Altura PARA Mástil para Antena
	Cambio Administrador de Aeródromo
	Aviso de Trabajos de Mantenición de Aeródromos
Dirección General de Aguas	Construcción de Obras Hidráulicas
	Cruce y Modificación de Cauces
	Derechos de Agua
	Traslado del Ejercicio del Derecho de Aprovechamiento de Agua
	Construcción, Modificación, Cambio y Unificación de Bocatomas
Dirección del Trabajo	Jornada Excepcional de Trabajo
Dirección de Vialidad	Atraviesos y Paralelismos
	Construcción de Caminos
	Acceso a Caminos Públicos
	Sobre Peso de Carga
	Sobredimensión de Carga
Dirección General de Mov. Nacional	Instalación y Operación de Polvorines
	Licencia de Manipulación de Explosivos
	Inscripción Consumidor Habitual de Explosivos
	Transporte de Explosivos
	Inscripción Camión Fabrica de Explosivos
Municipalidades	Autorización Simple Instalación de Faenas Mineras
	Permiso de Edificación
	Recepción Definitiva
	Demolición
	Extracción de Áridos

Servicio Agrícola y Ganadero	Cambio de Uso de Suelo
	Certificado de Subdivisión Predial
	Corta Vegetación Dispersa
Superintendencia de Elec. y Comb.	Declaración Instalación de Combustibles Líquidos
	Declaración Instalación de Gas
	Puesta en Servicio Obras de Alumbrado Público
	Puesta en Servicio Red de Distribución de Gas
	Declaración de Instalaciones de Centrales Térmicas
	Instalación Eléctrica Interior
	Aviso Inicio de Obras de Transporte de Elec. y Comb.
	Líneas de Transmisión Eléctrica
Servicio Nacional de Geología y Minería	Inicio de Faenas Mineras
	Método de Explotación
	Operación Planta de Procesamiento de Minerales
	Electrificación Mina
	Reglamento de Seguridad Minera
	Transporte de Explosivos dentro de la Faena
	Botaderos de Estériles
	Construcción de Depósitos de Relaves
	Plan de Cierre de Faena Minera
Secretaría Regional Ministerial de Salud	Agua Consumo Humano por Acarreo
	Casino
	Abastecimiento de Agua para Consumo Humano
	Ambulancia
	Botiquines
	Gabinete de Primeros Auxilios
	Policlínico
	Informe Sanitario
	Certificado de Calificación Industrial
	Bodega de Almacenamiento de Equipos Radioactivos
	Traslado de Equipos Radioactivos
	Construcción y Operación Depósitos de

	Relave
	Baños Químicos y Letrinas
	Tratamiento de Aguas Servidas
	Sistema de Alcantarillado Particular
	Manejo de Aguas de Lavado de Camiones
	Área de Almacenamiento de Residuos Industriales no Peligrosos
	Área de Almacenamiento de Residuos Domésticos
	Área de Almacenamiento de Residuos Peligrosos
	Plan de Manejo Residuos Peligrosos
	Patio de Salvataje
	Rellenos Sanitarios
	Área de Almacenamiento de Aceites Usados

8.18. Anexo R: Servidumbre de Ocupación

SE UNO FDO. URETA ALAMOS
AVDA HUMERES 573, CABILDO.

Notifíco + Ud. lo siguiente:

FOJA: 345 .-trescientos
cuarenta y cinco .-

COMPETENCIA	CIVIL
PROCEDIMIENTO	SUMARISIMO
MATERIA	CONSTITUCION DE SERVIDUMBRE MINERA
DEMANDANTE	SOCIEDAD RAFAELA S.A.
DEMANDADO	SOCIEDAD AGRICOLA MUNDO NUEVO LIMITADA.
ROL	C-741-2009
CODIGO	P-16
FECHA DE INICIO	20 DE JULIO DE 2009
FECHA PARA FALLO	6 DE AGOSTO DE 2010

La Ligua, Agosto doce de dos mil diez.

Visto:

Que a lo principal de fojas 12 comparece don René Mora Badilla, en representación de **Sociedad Rafaela S.A.**, ambos con domicilio en calle Humeres 573 de Cabildo y deduce demanda de constitución de servidumbre de tránsito y de ocupación en juicio sumarísimo en contra de la **Sociedad Agrícola Mundo Nuevo Ltda.**, representada por don Carlos Gatica Illanes, abogado, domiciliado en Chiloé 1929, Valparaíso y por don Juan Bernardo Rubio Jamett, químico farmacéutico, domiciliado en Avenida Marina N°72, departamento 1005 de Viña del Mar, solicitando en definitiva la constitución de la servidumbre de tránsito por el camino que nace de la ruta La Ligua Cabildo, entrada minera El Sauce y luego de atravesar diversos predios, solamente en el sector que corresponde y atraviesa el predio de la sociedad demandada, en una extensión aproximada de 9,3 kilómetros de largo por 5 metros de ancho; la constitución de una servidumbre de ocupación en un sector de una superficie aproximada de 1 hectárea, para ser destinada a cancha de acopio y selección de minerales; la inscripción, subinscripción y anotaciones de las servidumbres que se constituyan en los respectivos registros del hipotecas y gravámenes del Conservador de Bienes Raíces y Minas; regular el monto de las indemnizaciones a los propietarios de los predios sirvientes; y que cada parte pagará sus costas.

Funda su demanda señalando que su representada es dueña de las concesiones mineras denominadas Rafaela Uno a Rafaela Cinco, de una superficie de 5 hectáreas cada una, ubicadas en la Comuna de Cabildo, en un sector de cerros, sin ningún tipo de cultivos agrícolas, que ocupan parte del predio denominado Lote N°1 o Fundo Peñablanca, específicamente en el cerro que se forma en el faldeo Este de la Quebrada el Cobre.

Señala que la pertenencia Rafaela Uno al Cinco tiene las siguientes coordenadas U.T.M.:

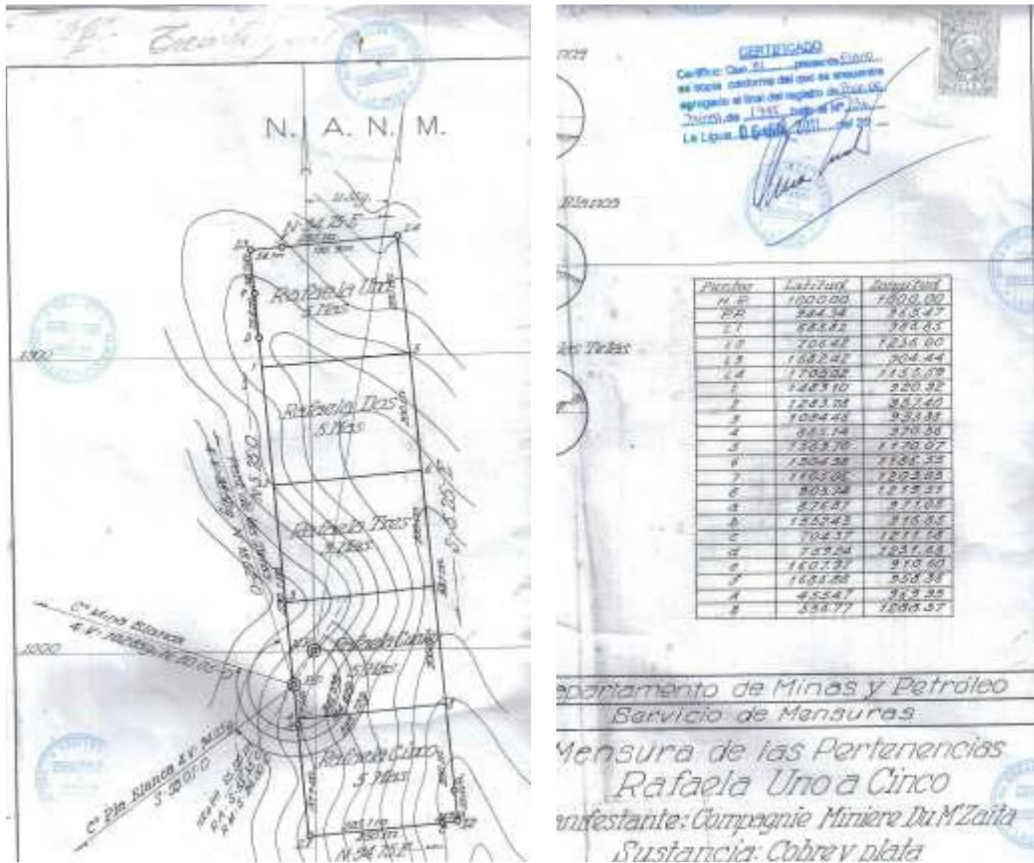
Norte 6.402.057 metros Este 305.525 metros
Norte 6.402.035 metros Este 305.775 metros
Norte 6.403.055 metros Este 305.675 metros
Norte 6.403.077 metros Este 305.425 metros

La pertenencia se encuentra inscrita a nombre de la sociedad Rafaela S.A. a fojas 159 N°50 del Registro de Propiedad de Minas del Conservador de Bienes Raíces de La Ligua del año 2009.

Agrega, que desde hace 40 años existe un camino dentro de dicho sector, que fue construido por la Compañía Minera Disputada de Las Condes, con el propósito de explotar este yacimiento, con autorización en la época de los dueños del predio que atraviesa; el camino corre en dirección noroeste a suroeste y parte de los portones del predio de dominio de la Compañía Minera Cenizas de Cabildo, de una extensión de aproximadamente 9,3 kilómetros. El camino de acceso a Los Portones nace en la carretera La Ligua- Cabildo, entrada minera El Sauce, a una distancia de 1,5 kilómetros de dicha carretera, detrás de las parcelas de los señores Luis Hernán Fuenzalida Ortúzar y Sociedad Agrícola Monte Grande.

Figura 63: Carátula de sentencia de Servidumbre de Ocupación

8.19. Anexo S: Acta de Mensura de Pertenencias "Rafaela Uno al Cinco"



8.20. Anexo T: Calculo de Requerimiento de Ventilación

8.20.1. El requerimiento de ventilación por equipos con motor de combustión interna

De acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.4.1.

$$Q_{diesel} \left[\frac{m^3}{min} \right] = 2,83 \left[\frac{m^3}{min} \right] * HP_{total}$$

Para el caso se Mina Rafaela se tiene:

Tabla 93: Requerimiento de ventilación por utilización de equipos con motor de combustión interna

Potencia LHD LH410 [HP]	315
Potencia Dumper TH315 [HP]	252
Potencia Jumbo DD2711 [HP]	74
Potencia Total [HP]	641
Caudal Por Diésel [m ³ /min]	1.814,03
Caudal Por Diésel [m ³ /s]	30,23

8.20.2. El requerimiento de ventilación respiración humana.

De acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.4.2

$$Q_{trabajadores} \left[\frac{m^3}{min} \right] = 3 \left[\frac{m^3}{min} \right] * N_{trabajadores}$$

Para el caso se Mina Rafaela se tiene:

Tabla 94: Requerimiento de ventilación por respiración humana

Cantidad Trabajadores	12
Caudal Por Trabajadores [m ³ /min]	36
Caudal Por Trabajadores [m ³ /s]	0,6

8.20.3. Requerimiento de ventilación según producción.

De acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.4.5

$$Q_{producción} \left[\frac{m^3}{min} \right] = T * 0,8$$

Donde T es la producción diaria en toneladas, para el caso de Mina Rafaela se tiene:

Tabla 95: Requerimiento de ventilación por producción

Producción [ton]	400
Caudal Por Producción [m ³ /min]	320
Caudal Por Producción [m ³ /s]	5,33

8.20.4. Requerimiento según el consumo de explosivo.

De acuerdo a lo detallado en el capítulo 3.4.6

$$Q_{explosivos} = \frac{G * E}{T * f}$$

G: Formación de gases por detonación de 1 kg explosivo, típicamente 0,04 m³/kg de explosivo.

E: Cantidad de explosivo a detonar en kg.

T: Tiempo de dilución en minutos.

f: Porcentaje de dilución de gases en la atmosfera, no debe ser menos de 0,008 %

Para el caso se Mina Rafaela se tiene:

Tabla 96: Requerimiento de ventilación por consumo de explosivos

Consumo Explosivo E [kg]	35
Tiempo de Ventilación T [min]	120
Caudal Por Consumo de Explosivo [m ³ /min]	145,83
Caudal Por Consumo de Explosivo [m ³ /s]	2,43

8.21. Anexo U: Circuito de Ventilación para Labores de Shrinkage Stopping

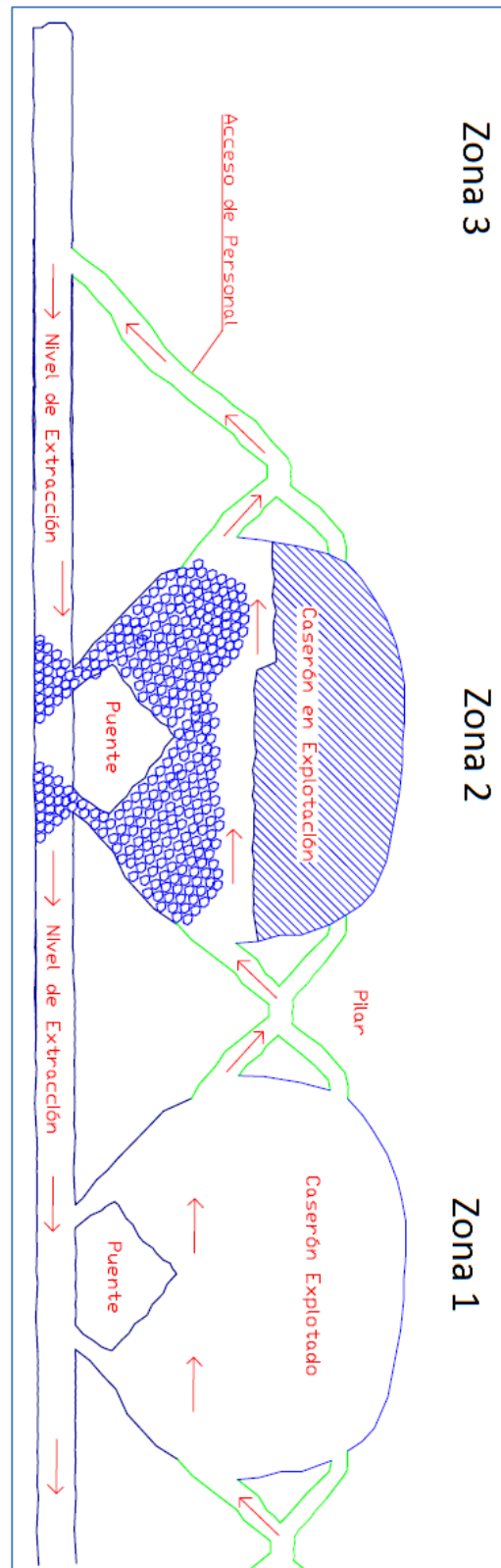


Figura 64: Circuito de Ventilación para labores de Shrinkage Stopping

8.22. Anexo V: Plano de Ubicación de Sondajes recomendados a realizar

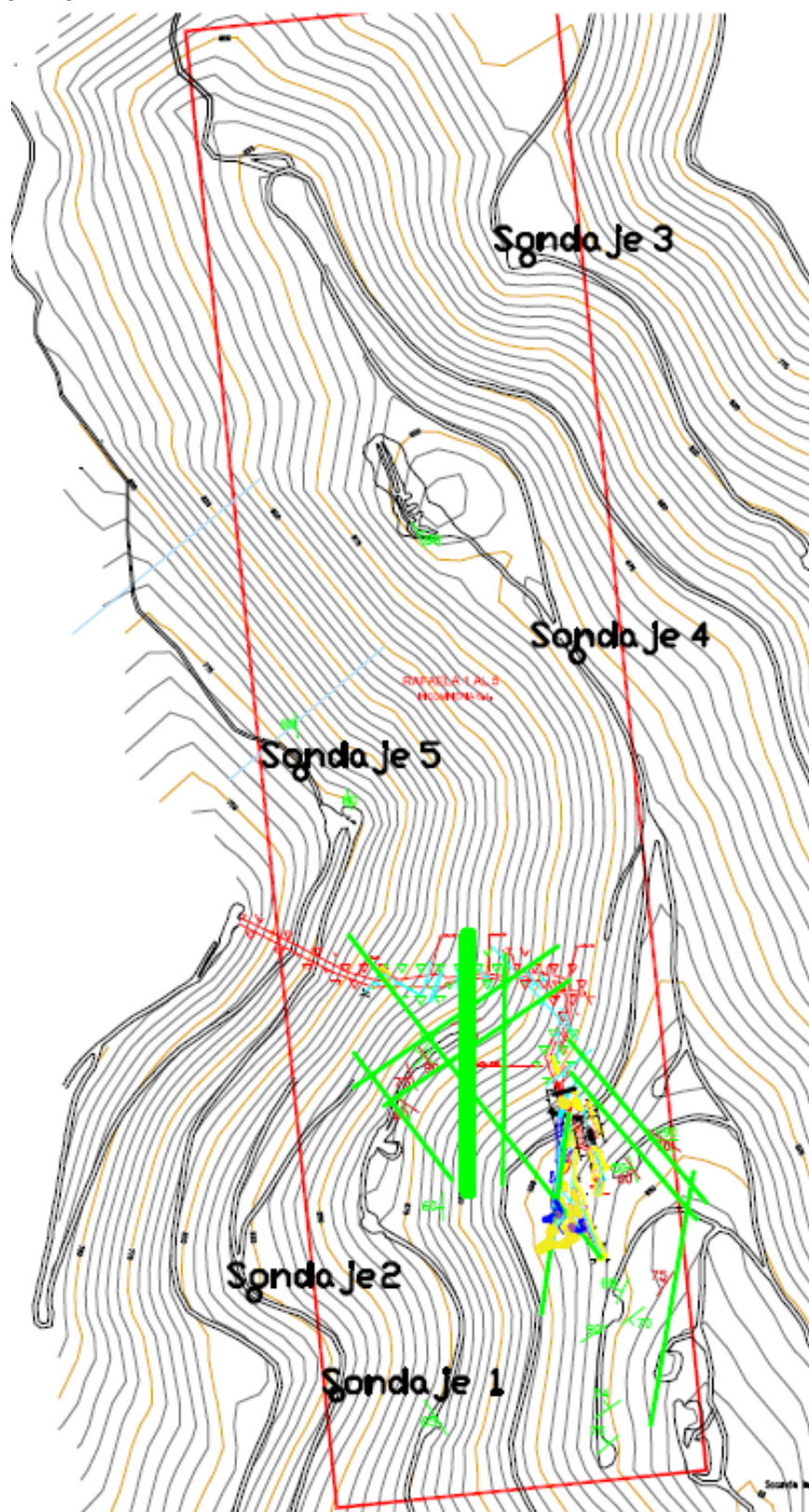


Figura 65: Ubicación de sondajes recomendados a realizar