



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

**FACTIBILIDAD DE AUMENTAR ÁNGULOS DE TALUD GLOBALES
EN MINAS A CIELO ABIERTO**

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

JORGE EDUARDO MIRANDA VIDELA

PROFESOR GUÍA:

MARÍA TERESA ZANDARÍN IRAGORRE

MIEMBROS DE LA COMISIÓN:

HANS GÖPFERT HIELBIG

JAIME CHACÓN FERNANDEZ

SANTIAGO DE CHILE

MARZO 2015

RESUMEN

El aumento de talud global en las excavaciones a cielo abierto es un ejercicio que ha cobrado importancia las últimas décadas y hoy en día, con los adelantos en equipamiento de monitoreo y fortificaciones, surge como una alternativa viable. Las principales causas que impiden incrementar los ángulos de taludes son el daño que produce la tronadura en el macizo rocoso y la relajación de tensiones provocada por la excavación. Ambos fenómenos disminuyen la resistencia del macizo rocoso. Según H&B (Hoek et al, 2002) la extensión de este daño alcanza hasta dos veces la altura de banco, lo que representa una distancia importante para la estabilidad de taludes.

Uno de los objetivos de esta memoria es buscar alternativas de tronadura que disminuyan la extensión de este daño. Sin embargo, la tronadura no es el único aspecto que afecta la estabilidad de un talud. Las estructuras presentes en el macizo rocoso intersectadas por el talud pueden formar cuñas las cuales pueden deslizar y esto puede ser una limitación para empinar el talud. Al estudiar estas diferentes causas, conjuntamente se revisa el amplio espectro de fortificaciones y equipos de monitoreo que permiten controlar y asegurar los taludes.

Una vez logrado el objetivo de levantar los taludes, es necesario conocer las implicancias del ejercicio. Se realiza una revisión a los cambios de inversiones, de costos de operación, posibles interferencias operacionales, etc.; lo que permite dar una visión completa de lo que significa realizar un cambio de esta envergadura en una de las operaciones unitarias de la mina.

Finalmente, el aumento de ángulos de talud nos entrega un 4,6% menos de costos de carguío y transporte en los primeros 3 años. A lo largo de la vida de mina la reducción de movimiento de lastre nos permite obtener ahorro de 4,47 [MUS\$] en costos de transporte y 0,32 [MUS\$] en carguío, con un aumento de 0,85 [MUS\$] para los costos de perforación y 0,5 [MUS\$] en costos de tronadura, obteniendo un ahorro total para el primer diseño de 4,78 [MUS\$] al considerar el resto de los ítems mencionados en capítulos anteriores. Para el diseño optimizado en 5°, el ahorro conseguido en los primeros 3 años de costos de carguío y transporte llegan a un 7,4%. Esto se traduce en un ahorro a lo largo de la vida de la mina de 8,16 [MUS\$] en costos de carguío y 0,58 [MUS\$] en carguío, con un aumento de 0,75 [MUS\$] en costos de perforación y 0,2 [MUS\$] en costos de tronadura. El ahorro total para este diseño asciende a 10,24 [MUS\$].

ABSTRACT

The increase in overall slope in open pits is an exercise that has gained importance in recent decades and today, with advances in monitoring equipment and fortifications, emerges as a viable alternative. The main obstacles to increasing slope angle are the harm of blasting the rock mass and stress relaxation caused by the excavation. These two phenomena decrease the strength of the rock mass. According to H & B (Hoek et al, 2002) the extent of this damage reaches up to twice the height of the bank, representing a significant distance to slope stability.

One objective of this report is to seek alternatives that reduce blasting extent of this damage. However, the blast is not the only issue affecting the stability of a slope. The structures in the rock mass intersected by the slope can form wedges which can slide and this may be a limitation for steepening the slope. By studying these different causes, along the broad spectrum of fortifications and monitoring equipment for controlling and securing the slope is reviewed.

Once achieved the goal of raising the slopes, it is necessary to know the implications of the exercise. A review is performed to changes in investments, operating costs, potential operational interference, etc.; allowing give a complete picture of what it means to make a change of this magnitude in one of the unit operations of the mine.

Finally, increased slope angles give us 4.6% less loading and transportation costs in the first three years. Over the life of mine reducing movement ballast can get savings of 4.47 [MUS\$] in transportation costs and 0.32 [MUS\$] in loading, with an increase of 0.85 [MUS\$] for drilling costs and 0.5 [MUS\$] blasting costs, obtaining a total savings for the first design of 4.78 [MUS \$] to consider the rest of the items mentioned in previous chapters. For the optimized design 5°, the savings in the first three years of loading and transportation costs reach 7.4%. This translates into savings over the life of the mine of 8.16 [MUS \$] cost of loading and 0.58 [MUS\$] in loading, with an increase of 0.75 [MUS\$] in drilling costs and 0.2 [MUS\$] blasting costs. The total savings for this design amounts to 10.24 [MUS\$].

TABLA DE CONTENIDO

RESUMEN	i
ABSTRACT	ii
TABLA DE CONTENIDO	iii
ÍNDICE DE FIGURAS	vi
ÍNDICE DE TABLAS	viii
ÍNDICE DE GRÁFICOS	x
1. INTRODUCCIÓN.....	1
1.1. Motivación	1
1.2. Objetivos	3
1.2.1. General.....	3
1.2.2. Específicos.....	3
1.3. Alcances.....	3
2. ANTECEDENTES	4
2.1. Antecedentes teóricos y prácticos.....	4
2.1.1. Diseño de taludes.....	4
2.1.2. Modelo constitutivo.....	7
2.1.3. Diseño y efecto de la tronadura	7
2.1.4. Estabilización y fortificación.....	19
2.1.5. Instrumentación y monitoreo.....	21
2.2. Antecedentes del caso de estudio.....	26
2.2.1. Geología, litología y alteraciones	26
2.2.2. Recursos Mineros	27
2.2.3. Modelo estructural.....	29
2.2.4. Unidades geotécnicas básicas.....	32
2.2.5. Propiedades geomecánicas	34
3. DESARROLLO.....	36
3.1. Diseño de tronadura	36
3.1.1. Tronadura de diseño inicial	36

3.1.2.	Secuencia de iniciación de diseño inicial	44
3.1.3.	Tronadura de diseño optimizado	49
3.1.4.	Secuencia de iniciación de diseño optimizado	52
3.2.	Calculo de envolvente económica	55
3.3.	Validación diseño inicial y optimización.....	57
3.3.1.	Validación diseño inicial	57
3.3.2.	Optimización de diseño	62
4.	EVALUACIÓN ECONÓMICA.....	64
4.1.	Consideraciones y supuestos de la comparación económica.....	64
4.1.1.	Vida óptima mina	64
4.1.2.	Fases	65
4.1.3.	Plan minero.....	66
4.1.4.	Inversión de planta y costos	66
4.1.5.	Inversión mina y costos	67
4.1.6.	Consideraciones operacionales.....	68
4.2.	Dimensionamiento de equipos.....	69
4.2.1.	Match pala-camión	69
4.2.2.	Perforadoras.....	70
4.2.3.	Equipos de apoyo	72
4.3.	Cálculo de costos de perforación y tronadura.....	72
5.	RESULTADOS	74
5.1.	Costos.....	74
5.1.1.	Tronadura.....	74
5.1.2.	Perforación.....	78
5.2.	Plan Minero.....	79
5.2.1.	Diseño inicial.....	80
5.2.2.	Diseño Optimizado	80
5.2.3.	Diseño Optimizado 5°	81
5.3.	Resultados de flujo de caja e indicadores económicos	82
6.	Conclusiones y recomendaciones	89
7.	BIBLIOGRAFÍA	91

7.1.	Generales	91
7.2.	Diseño de Talud	91
7.3.	Diseño de Tronadura.....	91
7.4.	Estabilización y Fortificación	92
7.5.	Implementación y Monitoreo.....	92
8.	Anexos.....	94
8.1.	Resultados del modelo de medición de daño.....	94
8.2.	Validación de diseños	95
8.2.1.	Diseño inicial estático.....	95
8.2.2.	Diseño inicial dinámico	98
8.2.3.	Diseño optimizado estático.....	101
8.2.4.	Diseño optimizado dinámico	104
8.2.5.	Diseño optimizado en 5° estático	107
8.2.6.	Diseño optimizado en 5° dinámico.....	109
8.3.	Dimensionamiento de equipos.....	111
8.3.1.	Diseño inicial.....	111
8.3.2.	Diseño optimizado.....	111
8.3.3.	Diseño optimizado en 5°	111
8.4.	Costos de Mina	112
8.4.1.	Diseño inicial.....	112
8.4.2.	Diseño optimizado.....	112
8.4.3.	Diseño optimizado en 5°	113

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1: Comparación de la producción anual de cobre mediante minería subterránea y rajo abierto. CODELCO (Jorge Nilsson, EXPOMIN 2014).	2
Figura 2: Situación actual minas a Rajo Abierto 2012 - CODELCO (Jorge Nilsson, 2014).	2
Figura 3: Mecanismo de falla de los taludes: a) Plano de Falla, b) Cuña, c) Step-path, d) Desmoronamiento, e) Toppling (Girard, 2001).....	5
Figura 4: Parámetros de talud minero.....	7
Figura 5: Ejemplo de carga desacoplada (de-coupled charge), Hustrulid (1999)	10
Figura 6: Zona de Transición de Daño por Tronadura (BDT), Hustrulid (1999).....	12
Figura 7: Diseño de tronadura con zona BDT, Hustrulid (1999)	12
Figura 8: Zonas de influencia dentro de BDT, Hustrulid (1999)	12
Figura 9: Perfil de daño por tronadura según <i>PPV</i> para la mina Aitik , Marklund et al. (2007)...	13
Figura 10: Daño por tronadura vertical y horizontal, Marklund et al. (2007).....	14
Figura 11: Distancias medias de daño de acuerdo a diámetro de tiro y su carga, Marklund et al. (2007)	15
Figura 12: Ejemplo de Line Drilling, Hustrulid (1999).....	16
Figura 13: Línea de Pre-corte a lo largo de un diseño de Tronadura, Hustrulid (1999).....	16
Figura 14: Área de magnificada de 2 tiros con patrón fractura idealizada, Hustrulid (1999).....	17
Figura 15: Ejemplo de diseño de tronadura Smoothwall Blasting, Hustrulid (1999)	18
Figura 16: Ejemplo de diseño de Recorte, Hustrulid (1999).....	19
Figura 17: Pernos de estabilización con resinas (Estabilización de Macizo Rocoso – Otoño 2012; Vallejos, Javier).	20
Figura 18: Instalación de fortificación de malla (Case Study: Rock Bolts and Rockfall Netting, Ingleton Quarry, www.can.ltd.uk).	20
Figura 19: Aplicación de Mallas de Captura en faena (Open-Pit Rockfall Protection System, www.pythongroup.ca).	21
Figura 20: Extensómetro de Cable, Girard (2001)	22
Figura 21: Inclinómetro, Girard (2001).....	23
Figura 22: Posición correcta de instalación de Inclinómetro, Girard (2001)	23
Figura 23: Esquema TDR, Girard (2001).....	24
Figura 24: Extensómetro de perforación, Girard (2001)	24
Figura 25: Prisma topográfico, Anglo American, División Los Bronces	25
Figura 26: Principales minerales y sus alteraciones	27
Figura 27: Distribución de leyes de cobre (Vista E-W)	28
Figura 28: Distribución de leyes de cobre (Vista en planta)	28
Figura 29: Vista Isométrica Estructuras Mayores caso de estudio	29
Figura 30: Análisis de sistemas Estructurales por dominio para caso de estudio	30
Figura 31: Extensión de daño en una tronadura de producción	39
Figura 32: Vista en planta diseño de tronadura de producción	39
Figura 33: Tronadura de pre-corte básica.....	43

Figura 34: Vista en planta diseño de tronadura de pre-corte	44
Figura 35: Diseño tronadura optimizada con control de extensión de daño	51
Figura 36: Vista en planta diseño de tronadura optimizado con control de extensión de daño	51
Figura 37: Ángulos de diseño para caso de estudio.....	55
Figura 38: Perfiles a validar y optimizar	60
Figura 39: Valor FS cuña Perfil 3.....	61
Figura 40: Valor FS cuña Perfil 4.....	61
Figura 41: Perfil 1 - Caso Estático, diseño inicial	95
Figura 42: Perfil 2 - Caso Estático, diseño inicial	96
Figura 43: Perfil 3 - Caso Estático, diseño inicial	96
Figura 44: Perfil 4 - Caso Estático, diseño inicial	97
Figura 45: Perfil 5 - Caso Estático, diseño inicial	97
Figura 46: Perfil 6 - Caso Estático, diseño inicial	98
Figura 47: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño inicial	98
Figura 48: Perfil 2 - Caso Dinámico, diseño inicial	99
Figura 49: Perfil 3 - Caso Dinámico, diseño inicial	99
Figura 50: Perfil 4 - Caso Dinámico, diseño inicial	100
Figura 51: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño inicial	100
Figura 52: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño inicial	101
Figura 53: Perfil 1 - Caso Estático, diseño optimizado	101
Figura 54: Perfil 2 - Caso Estático, diseño optimizado	102
Figura 55: Perfil 3 - Caso Estático, diseño Optimizado	102
Figura 56: Perfil 4 - Caso Estático, diseño optimizado	103
Figura 57: Perfil 5 - Caso Estático, diseño optimizado	103
Figura 58: Perfil 6 - Caso Estático, diseño optimizado	104
Figura 59: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño optimizado	104
Figura 60: Perfil 2 - Caso Dinámico, diseño optimizado	105
Figura 61: Perfil 3 - Caso Dinámico, diseño optimizado	105
Figura 62: Perfil 4 - Caso Dinámico, diseño optimizado	106
Figura 63: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño optimizado	106
Figura 64: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño optimizado	107
Figura 65: Perfil 1 - Caso Estático, diseño optimizado 5°	107
Figura 66: Perfil 5 - Caso Estático, diseño optimizado 5°	108
Figura 67: Perfil 6 - Caso Estático, diseño optimizado 5°	108
Figura 68: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°	109
Figura 69: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°	109
Figura 70: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°	110

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: Valores de K_B según explosivo y dureza de roca.....	8
Tabla 2: Rangos de factores de K_i y valores típicos.	8
Tabla 3: Zonas de Daño para ANFO según Hustrulid (1999).....	11
Tabla 4: Perfil de daño según Marklund et al. (2007).....	14
Tabla 5: Estimación de FF/m.....	31
Tabla 6: Propiedades Geomecánicas de roca intacta.....	34
Tabla 7: Mediciones de esfuerzos in-situ	34
Tabla 8: Propiedades de H&B para cada UGTB.....	35
Tabla 9: Valores usados para cálculo de parámetros de tronadura	37
Tabla 10: Resultados de cálculo de parámetros de diseño tiros de producción	37
Tabla 11: Diseño de tiros de producción para tronadura de pre-corte.....	42
Tabla 12: Dimensiones hilera de tiros de pre-corte.....	42
Tabla 13: Relación entre diámetro y espaciamiento, Hustrulid (1999).....	42
Tabla 14: Constantes para cálculo de retardo entre tiros.....	45
Tabla 15: Constantes para cálculo de retardo entre hileras de tiros	46
Tabla 16: Retardos para tronadura de producción ($\phi=311$ [mm]), según metodología Conya	46
Tabla 17: Retardos por tiro tronadura de producción.....	47
Tabla 18: Retardos por tiro para diseño de pre-corte, según metodología Conya.....	48
Tabla 19: Retardos por hilera para diseño pre-corte, según metodología Conya.....	48
Tabla 20: Retardos por tiro para hilera de pre-corte.....	48
Tabla 21: Retardos por tiro para el resto de las hileras diseño pre-corte.....	49
Tabla 22: Retardos para tronadura optimizada ($\phi=45$ [mm]), según metodología de Conya	52
Tabla 23: Retardos por tiro para tronadura optimizada.....	53
Tabla 24: Retardos por tiro para hilera de tiros <i>Smooth</i>	54
Tabla 25: Parámetros para cálculo de envolvente económica.....	55
Tabla 26: Propiedades Geomecánicas con factor $D= 0$	56
Tabla 27: Propiedades Geomecánicas con factor $D= 0,7$	56
Tabla 28: Propiedades Geomecánicas con factor $D= 0,8$	56
Tabla 29: Propiedades Geomecánicas con factor $D= 0,9$	56
Tabla 30: Resultados de validación de diseño inicial.....	59
Tabla 31: FS y aumento de talud global.....	62
Tabla 32: FS obtenidos para aumento en 5°	63
Tabla 33: Parámetros cálculo vida optima mina	64
Tabla 34: Resumen Fases	66
Tabla 35: Equipos evaluación económica	67
Tabla 36: Factores y parámetros CAT-988H	69
Tabla 37: Factores y parámetros CAT-992K	69
Tabla 38: Factores y parámetros CAT-770G	70
Tabla 39: Tiempos de carguío camión	70

Tabla 40: Velocidades estimadas camión.....	70
Tabla 41: Rendimientos de perforación equipo CAT - MD6420B con diámetro de 311 [mm]....	71
Tabla 42: Rendimientos de perforación equipo CAT-MD6420B con diámetro de 165 [mm].....	71
Tabla 43: Rendimientos de perforación equipo Atlas Copco FlexiROC T20 con diámetro de 45 [mm]	71
Tabla 44: Dimensiones y tonelaje para diseños de tronadura	72
Tabla 45: Consumos y costos de tronadura	72
Tabla 46: Consumos y costos de perforación.....	73
Tabla 47: Resumen costos mina por tonelada	74
Tabla 48: Resultado costos de tronadura diseño producción	75
Tabla 49: Resultado costos tronadura de diámetro de 311 [mm] diseño de pre-corte	75
Tabla 50: Resultado costos de tronadura diámetro de 165 [mm] diseño pre-corte	76
Tabla 51: Resultados costos tronadura diámetro 311 [mm] diseño con control de extensión de daño	77
Tabla 52: Resultado costos de tronadura de diámetro 165 [mm] diseño con control de extensión de daño.....	77
Tabla 53: Resultado costos de tronadura diámetro de 45 [mm] diseño con control de extensión de daño	78
Tabla 54: Resultado costos de perforación diseño inicial	78
Tabla 55: Resultado costos de perforación diseño con control de extensión de daño.....	79
Tabla 56: Tonelajes de casos de estudio.....	79
Tabla 57: Resumen plan minero diseño inicial	80
Tabla 58: Resumen plan minero diseño optimizado	80
Tabla 59: Resumen plan minero diseño optimizado 5°	81
Tabla 60: Resumen indicadores económicos y tasa	83
Tabla 61: Flujo de caja e indicadores económicos diseño base	86
Tabla 62: Flujo de caja e indicadores económicos diseño optimizado.....	87
Tabla 63: Flujo de caja e indicadores económicos diseño optimizado 5°	88
Tabla 64: Resultados modelo de medición de daños, dispuesto por carga de explosivo/diámetro de tiro.....	94
Tabla 65: Tonos de color correspondiente a cada UGTB	95
Tabla 66: Resumen costos de operación mina diseño inicial	112
Tabla 67: Resumen costos operación mina diseño optimizado.....	112
Tabla 68: Resumen costos operación mina diseño optimizado en 5°	113

ÍNDICE DE GRÁFICOS

Gráfico 1: RQD & FF/m.....	31
Gráfico 2: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 311 [mm]	38
Gráfico 3: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 165 [mm]	40
Gráfico 4: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 311 [mm], carga de 165 [mm]	41
Gráfico 5: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 165 [mm], carga de 90 [mm]	41
Gráfico 6: Relación entre diámetro de tiro y espaciamiento, Hustrulid (1999)	43
Gráfico 7: PPV v/s Distancia desde el tiro (diámetro de 45mm)	50
Gráfico 8: UGTB Unidad Volcánica	58
Gráfico 9: UGTB Granodiorita MM	58
Gráfico 10: UGTB Basamento	59
Gráfico 11: Vida óptima de mina	65
Gráfico 12: Camiones por año diseño inicial	82
Gráfico 13: Camiones por año diseño optimizado	82
Gráfico 14: Camiones por año diseño optimizado en 5°	83
Gráfico 15: Diferencial de costos operacionales entre diseño inicial y diseño optimizado	84
Gráfico 16: Diferencial de costos operacionales entre diseño inicial y diseño optimizado en 5°	84

1. INTRODUCCIÓN

La principal ventaja de la minería a cielo abierto es la capacidad de extracción y manejo de grandes volúmenes de mineral a bajo costo comparado a la minería subterránea. En la última década esta ventaja se potenció por el fuerte crecimiento del precio del cobre. Sin embargo, actualmente, la eficiencia de la minería a cielo abierto ha disminuido debido al aumento de costos de la mano de obra, el incremento del costo de la energía, la disminución del precio del cobre, el agotamiento de los recursos de agua y la disminución de las leyes de cobre de los yacimientos, lo que implica extraer y disponer en botaderos grandes volúmenes de estéril.

1.1. Motivación

CODELCO estima que hasta el año 2025 más del 50% de su producción total de cobre será producto de la minería por rajos (Figura 1). En los próximos años, 6 rajos estarán en operación y otros 5 iniciarán su apertura (ver Figura 2). Es por esta razón que en la última década se han realizado estudios para incrementar la eficiencia de extracción del mineral aumentando los ángulos de talud global, disminuyendo el daño producido por la tronadura.

Este aumento de los ángulos de taludes implica primeramente una reducción de la remoción de lastre. Por lo tanto, al existir un menor manejo de estéril, disminuyen los gastos de inversión y operación, y podría implicar que proyectos que actualmente no son rentables se conviertan en proyectos factibles.

Otro beneficio que surge del incremento del ángulo de taludes es la disminución de lastre a disponer en botaderos, lo que implica un menor impacto ambiental y menores costos de cierre de la mina.

Minería en CODELCO

Producción de Cobre [KtCuF] – Plan Exploratorio 2012

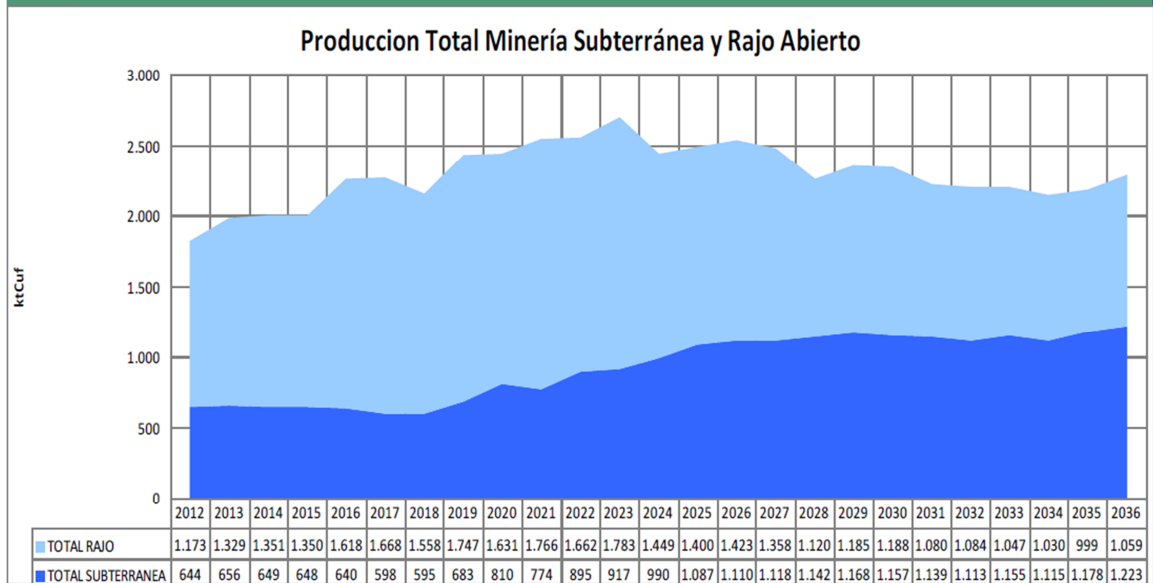


Figura 1: Comparación de la producción anual de cobre mediante minería subterránea y rajo abierto. CODELCO (Jorge Nilsson, EXPOMIN 2014).

Situación Actual de minas a Rajo Abierto PEX 2012 – Codelco

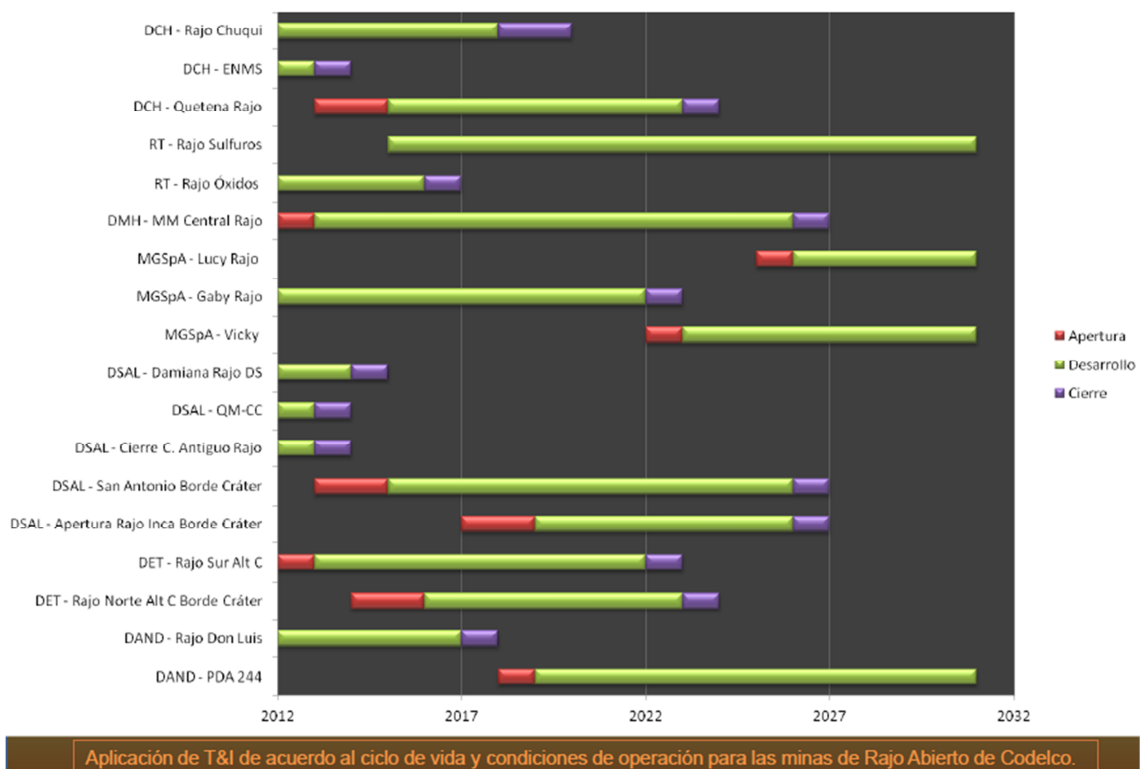


Figura 2: Situación actual minas a Rajo Abierto 2012 - CODELCO (Jorge Nilsson, 2014).

1.2. Objetivos

1.2.1. General

Evaluar técnica y económicamente la factibilidad de aumentar los taludes globales de minas a rajo abierto.

1.2.2. Específicos

- Evaluar la extensión del daño en la pared final del rajo dependiendo del diseño de tronadura.
- Optimizar el diseño de tronadura para minimizar la extensión del daño.
- Evaluar geomecánicamente la posibilidad de incrementar el ángulo de talud en la pared final del rajo.
- Evaluar económicamente la conveniencia de implementar el diseño de tronadura optimizado.

1.3. Alcances

- Realizar un análisis crítico sobre la metodología convencional utilizada para el diseño geomecánico de taludes.
- Estudiar el mecanismo de daño producido por el método y diseño de la tronadura, para identificar parámetros que se pueden controlar con el fin de disminuir el daño producido al macizo rocoso.
- Estudiar tipos de fortificaciones a sugerir.
- Realizar una comparación económica entre la reducción de volumen de lastre a remover versus los distintos tipos de tronadura controlada.

2. ANTECEDENTES

2.1. Antecedentes teóricos y prácticos

2.1.1. Diseño de taludes

Para una mina a cielo abierto, el diseño de taludes y su ángulo global, tiene una importancia tanto económica como de seguridad al interior de la faena. Su diseño, a diferencia de los taludes de obras civiles, es construido con niveles de seguridad mínimos, debido a su corta vida operativa y al uso de monitoreo (Read, J., & Stacey, P., 2009). La falla de un talud puede tener las siguientes consecuencias:

- Sociales y de seguridad:
 - Pérdidas de vida o lesiones graves.
 - Pérdida de confianza de la fuerza laboral.
 - Pérdida de credibilidad corporativa, tanto externa (mercado), como interna (accionistas).
- Económicas:
 - Interrupción de operaciones.
 - Pérdida de mineral.
 - Pérdida de equipo.
 - Incremento de stripping.
 - Costos de limpieza.
 - Pérdida de mercado.
- Ambientales y de regulación.
 - Impactos ambientales.
 - Regulación incrementada.
 - Clausura de la faena.

Por lo tanto el diseño geomecánico debe cumplir los estándares de seguridad, verificándose todos los posibles escenarios de inestabilidad. La metodología que se emplea para diseñar un rajo es iterativa, considerando beneficio económico, operativización y estabilidad de taludes.

A. Diseño ángulo talud de cara de banco.

Para el diseño de cara de banco, es necesario tener la información de los Dominios Geotécnicos y las Unidades Geotécnicas, que comprende la información geológica, litológica y mapeo de estructuras.

A través de un análisis estructural determinístico de las diferentes direcciones de las paredes del rajo, se evalúan las cuñas que se forman y sus factores de seguridad respectivos. Si todas las cuñas que se forman en el talud tienen un factor de seguridad mayor a uno ($FS \geq 1$), se considera

estable. Este proceso se puede realizar a través del software SWEDGE de Rocscience, o en su defecto con una planilla EXCEL. Los mecanismos de falla que pueden presentarse son:

- Falla plana: Ocurre por la intersección de una discontinuidad geológica que mantea hacia la cara de banco o es paralela a esta.
- Cuñas: Formada por la intersección de dos discontinuidades y el rumbo de esta intersección se orienta hacia la cara de banco.
- Step-path: Similar a un plano de falla, pero es formado por un mecanismo de múltiples discontinuidades, dando una forma de “escalón (o escalera)” a este volumen.
- Desmoronamiento: producido principalmente en roca meteorizada resultante de ciclos de congelación y descongelación que contraen y expanden la roca. Generalmente produce desprendimientos pequeños de roca y fallas menores.
- Toppling: ocurre por discontinuidades verticales o sub-verticales que ceden.

En la Figura 3 se muestran los mecanismos de falla que pueden ocurrir en un talud.

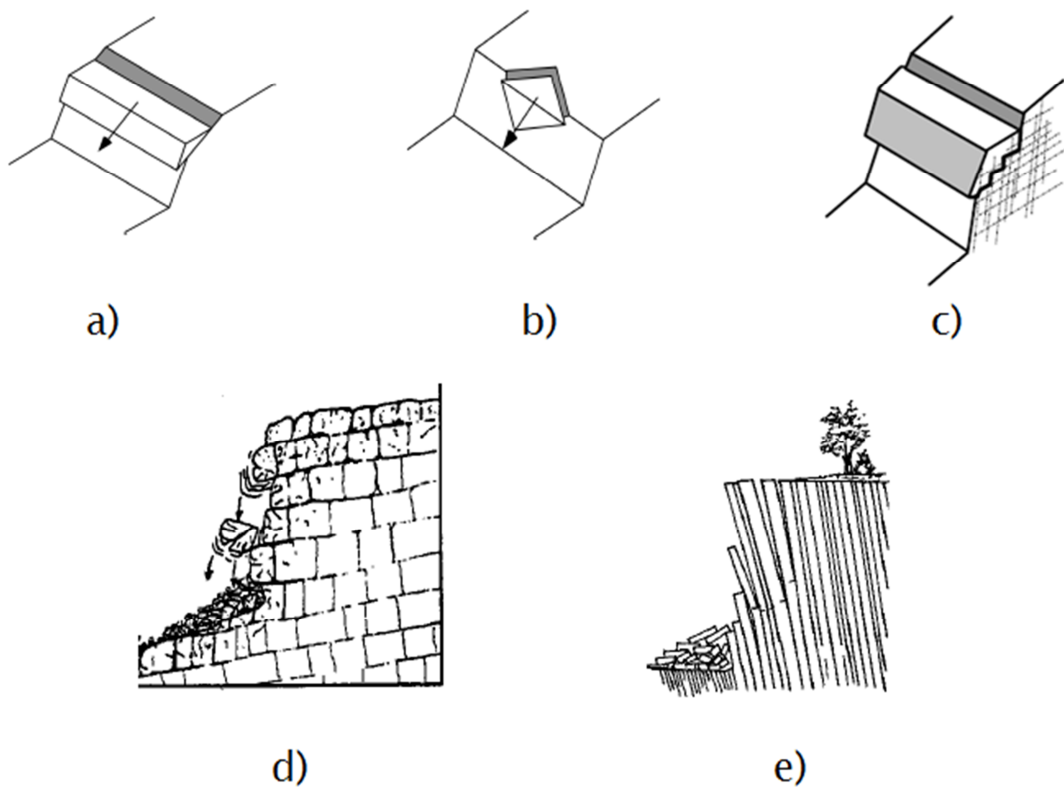


Figura 3: Mecanismo de falla de los taludes: a) Plano de Falla, b) Cuña, c) Step-path, d) Desmoronamiento, e) Toppling (Girard, 2001)

Toda modificación realizada a los bancos influye en el diseño inter-rampa, y posteriormente en el ángulo global del rajo.

B. Diseño ángulo de talud inter-rampa.

El diseño inter-rampa considera la altura de banco, inclinación y el ancho de berma. Para determinar el ancho de berma se realizan dos análisis: Uno consiste en determinar el volumen de la cuña que se desliza y la berma se calcula de manera que contenga el 80% de este volumen. Y el otro consiste en evaluar la trayectoria de las rocas que pueden desprenderse de los taludes. Se puede verificar con software específico que evalúan trayectoria de desprendimiento de rocas como Rocfall de Rocscience.

Luego se verifica también la estabilidad de grupos de bancos, incorporando la rampa de acceso, cuyo ancho es determinada en base a factores operacionales y no geomecánicos. El diseño generalmente considera una rampa cada 100 a 150 metros (7 a 10 bancos de 15 metros. Como resultado de este proceso, se obtiene el ángulo y altura inter-rampa.

C. Diseño ángulo de talud global.

Este diseño considera las propiedades geotécnicas de la roca, la presencia de estructuras (como fallas mayores, planos de sedimentación, discontinuidades locales) y sus propiedades como rugosidad, relleno, frecuencia; y la presencia de agua.

La verificación de la estabilidad del ángulo global puede realizarse mediante el método de equilibrio límite o mediante un análisis tensión deformación usando el método de los elementos finitos utilizando softwares Slide, Phase 2D, FLAC 2D, 3D entre otros.

La Figura 4 muestra los ángulos y alturas que comprende cada uno de los diseños explicados previamente.



Figura 4: Parámetros de talud minero

2.1.2. Modelo constitutivo

En el punto anterior se describe el diseño desde la cara del banco hasta el ángulo de talud global, recalcando los aspectos de mayor importancia y dependencia entre ellos.

De acuerdo al alcance de esta memoria, se aplica el criterio de equilibrio límite, considerando el modelo de Spencer en 2D para verificar la estabilidad de taludes. Para modelar numéricamente el comportamiento del macizo rocoso, se usa el criterio de Hoek & Brown Generalizado. El modelo de daño que considera H&B está determinado por un factor de perturbación que varía entre 0,7 a 0,9, dependiendo del grado de daño causado al talud. También se considera el modelo estructural del yacimiento discretamente incluyendo en las secciones analizadas las fallas con sus propiedades geotécnicas.

2.1.3. Diseño y efecto de la tronadura

La tronadura de producción realizada en rajos busca obtener una granulometría que permita mejorar las etapas siguientes, como carguío, transporte y chancado, obteniendo una mejora global del proceso. Si bien este criterio ha tenido muy buenos resultados al momento de implementarlo, el daño que le provoca al macizo rocoso puede comprometer su estabilidad. A continuación se presentan dos metodologías clásicas para el diseño de tronadura, las cuales entregan valores similares.

A. Metodología de R. Ash

Esta metodología, basada en la observación y registro estadístico de un gran número de faenas, propone una fórmula simple para el cálculo del burden (B) en función del diámetro de perforación (ϕ), considerando la dureza de la roca y la densidad del explosivo.

$$B = K_B * \phi [m] \quad (2.1)$$

La constante K_B depende tanto de la roca como del explosivo a utilizar. La Tabla 1 muestra los valores a considerar de acuerdo a la dureza de la roca y la densidad del explosivo.

Tabla 1: Valores de K_B según explosivo y dureza de roca

EXPLOSIVO	ROCA		
	Blanda	Mediana	Dura
Baja Densidad (0,8 a 1,0 gr/cm ³)	30	25	20
Densidad Media (1,0 a 1,2 gr/cm ³)	35	30	25
Alta Densidad (1,2 a 1,4 gr/cm ³)	40	35	30

Los parámetros geométricos restantes son determinados por medio de su relación con el burden. Las siguientes fórmulas dan cuenta de la relación de cada parámetro con el burden, usando un factor K_i cuyo valor depende del parámetro a determinar. La Tabla 2 muestra los rangos de valores aceptables para cada K_i

$$\text{Espaciamiento} = S = K_S B \quad (2.2)$$

$$\text{Pasadura} = J = K_J B \quad (2.3)$$

$$\text{Taco} = T = K_T B \quad (2.4)$$

$$\text{Altura de Banco} = H = K_H B \quad (2.5)$$

Tabla 2: Rangos de factores de K_i y valores típicos.

Factor	Mínimo	Máximo	Valor Típico
K_S	1,0	2,0	1,15
K_J	0,2	0,4	0,3
K_T	0,7	1,3	0,7
K_H	1,5	4,0	1,6

B. Metodología de Langefors

La metodología de Langefors, al igual que la metodología de Ash (y que la mayoría de las metodologías de diseño de tronadura), busca calcular el burden para luego obtener el resto de los parámetros de diseño. La metodología de Langefors usa la siguiente fórmula para calcular el

burden y posteriormente usar factores K_i para obtener el resto de los parámetros geométricos de diseño.

$$B = \frac{\emptyset}{2 \cdot 10^{1,5}} \sqrt{\frac{\pi \cdot \Delta \cdot FC}{1,11 \cdot \bar{c} \cdot E/B}} [m] \quad (2.6)$$

Donde

- B = Burden [m]
- \emptyset = Diámetro de perforación [mm]
- Δ = Densidad de carguío (explosivo) [gr/cm³]
- FC = Factor de corrección por explosivo
- \bar{c} = Constante de Langefors [kg/m³]
- E/B = Relación entre espaciamiento y burden

El Factor de corrección por explosivo (FC) se calcula con respecto a la Dinamita LFB 35% de NG, explosivo usado por Langefors para desarrollar su fórmula. La constante \bar{c} varía entre 0,4 y 0,5 [kg/m³]. Tanto el rango como los valores típicos de los factores K_i son iguales a la metodología de Ash y pueden ser encontrados en la Tabla 1.

Cabe destacar que la gran mayoría de las metodologías de diseño no considera la condición geotécnica del macizo rocoso. La metodología de Kuz-Ram (Cunningham, 1983), que incorpora la curva de fragmentación de Rossin-Rammler además de un parámetro de caracterización de roca (A), es la única metodología que considera variables geomecánicas (Rock Mass Description, Rock Density Influence y Hardness Factor), dentro de su diseño.

El diseño de tronadura determina la posición de los tiros y su distancia a la cara de banco. Pero esta no es la única manera de controlar el daño producido por la tronadura. La elección de explosivo, las secuencias de iniciación y el desacoplado de los tiros son las bases de los diseños considerados posteriormente.

C. Desacoplado de tiros

El concepto de desacoplar las cargas dentro de los tiros es un aspecto importante en la prevención de daño no deseado por tronadura. Los gases producidos durante la tronadura provocan un daño importante al expandirse por las estructuras presentes en el macizo rocoso; por lo tanto, el fin de esta técnica es disminuir sustancialmente la presión en la pared del tiro y controlar así la expansión de los gases de tronadura. Otro motivo por el cual se usa esta técnica es para reducir la amplitud de la onda de choque producida por la tronadura. Según Hustrulid (1999), la expresión adiabática básica para el gas es la siguiente:

$$P_e V_e^\gamma = P_h V_h^\gamma \quad (2.7)$$

Donde

- P_e = Presión de gas en el diámetro de la carga.
- V_e = Volumen de carga por metro de tiro.
- P_h = Presión de gas en la pared del tiro.
- V_h = Volumen de tiro por metro.
- γ = Relación de los calores específicos sobre el rango de presión de P_e a P_h .

Los respectivos volúmenes son dictados por las siguientes expresiones:

$$V_e = \frac{\pi D_e^2}{4} \quad \wedge \quad V_h = \frac{\pi D_h^2}{4} \quad (2.8) \text{ y } (2.9)$$

Se define la razón de acoplamiento por la siguiente expresión:

$$CR = \frac{D_e}{D_h} \quad (2.10)$$

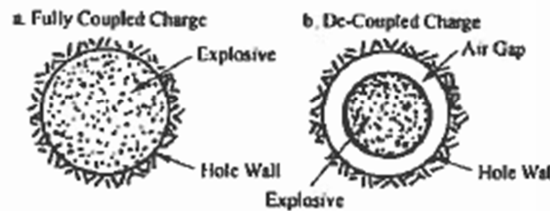


Figura 5: Ejemplo de carga desacoplada (de-coupled charge), Hustrulid (1999)

Combinando estas últimas 4 expresiones es posible obtener las siguientes relaciones:

$$\frac{P_h}{P_e} = \left(\frac{V_e}{V_h}\right)^\gamma = \left(\frac{D_e}{D_h}\right)^{2\gamma} = (CR)^{2\gamma} \quad (2.11)$$

Según Hustrulid, la presión en el perímetro de la carga de un explosivo se obtiene de la siguiente expresión:

$$P_e = 0,125\rho(VOD)^2 \quad (2.12)$$

Donde

- P_e = Presión en la pared de la carga del explosivo [MPa]
- ρ = Densidad del explosivo [kg/m^3]
- VOD = Velocidad de detonación (*Velocity Of Detonation*) [km/s]

Por lo tanto, para las cargas desacopladas es posible obtener la presión en el tiro por medio de la siguiente expresión:

$$P_h = 0,125\rho(VOD)^2 \left(\frac{D_e}{D_h}\right)^{2\gamma} \quad (2.13)$$

Con esta ecuación es posible relacionar las características del explosivo a utilizar y los diámetros, tanto del tiro como de la carga. De acuerdo a datos experimentales, el valor " γ " se refiere al comportamiento del anillo formado entre la carga desacoplada y el tiro, siendo un valor de 1,2 el más apropiado para describir su comportamiento; aunque depende fuertemente de qué está relleno este anillo (aire y/o agua).

Esta técnica, en conjunto con el reemplazo de los tiros cercanos a la pared por unos de menor diámetro, permite mantener el factor de carga logrando buenos resultados.

D. Blast Damage Transition Zone (BDT)

Hustrulid (1999) reconoce una zona de Transición de Daño por Tronadura (o *Blast Damage Transition*, en inglés) dividida en tres sub-zonas (Triturada o *Crushed*, Fracturada o *Fractured* e Influenciada o *Influenced*), cuya extensión depende exclusivamente del diámetro del tiro. La extensión de estas zonas, en relación al diámetro del tiro D , y sus valores de PPV (Velocidad de Partícula Máxima o *Peak Particle Velocity*) correspondientes usando ANFO en una roca de competencia media, se encuentran en la Tabla 3:

Tabla 3: Zonas de Daño para ANFO según Hustrulid (1999)

Zona de Daño	Extensión	PPV [m/s]
Triturada (R_c)	4 → 6 D	20
Fracturada (R_f)	12 → 15 D	5
Influenciada (R_i)	50 → 60 D	1.5

La Figura 6 muestra las tres zonas de daño para un tiro completamente cargado de 9 7/8" (250 [mm]), suponiendo:

- $R_c = 5D = 4' (1,22 [m])$
- $R_f = 12D = 10' (3,05 [m])$
- $R_i = 55D = 45' (13,72 [m])$

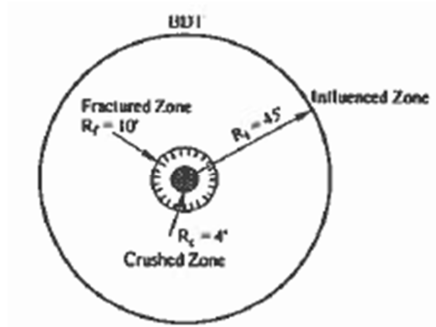


Figura 6: Zona de Transición de Daño por Tronadura (BDT), Hustrulid (1999)

Las Figura 7 y Figura 8 muestran la zona de Transición de Daño por Tronadura (BDT) durante y posterior a una tronadura de 2 hileras de tiros de 9 7/8", con un espaciamiento y burden de 20' (6,1 [m]). En ambas figuras es posible reconocer una zona influenciada por una hilera de tiros y otra por dos hileras.

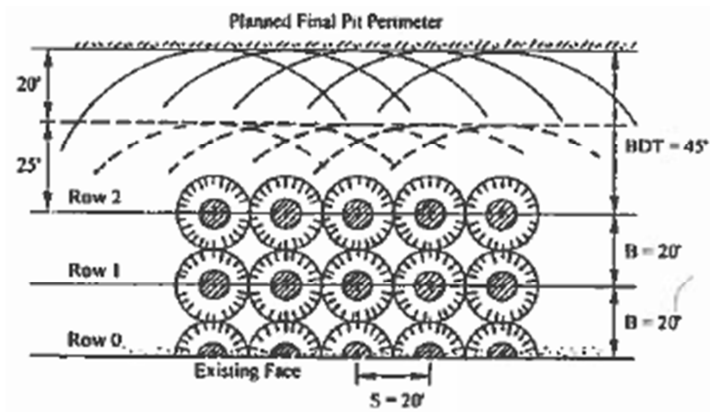


Figura 7: Diseño de tronadura con zona BDT, Hustrulid (1999)

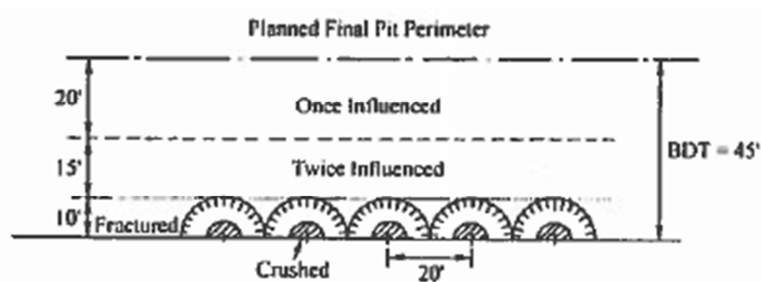


Figura 8: Zonas de influencia dentro de BDT, Hustrulid (1999)

Esta teoría fue una de las bases para el trabajo realizado por Marklund et al. (2007) en la mina Aitik ubicada la zona norte de Suecia. Dentro de los resultados, es posible observar una expresión que relaciona las mediciones de PPV con la distancia desde la carga (2.14 y 2.15); lo que permite

determinar la zona BDT de Hustrulid (1999), pero con un mayor detalle. La Figura 9, conjuntamente con la Tabla 4, presenta el perfil de daño antes mencionado.

$$PPV = 650 \left(\frac{\sqrt{fQ}}{R} \right)^{1,42} \quad (2.14)$$

$$f = \frac{\arctan(H/2R)}{(H/2R)} \quad (2.15)$$

Donde

- PPV = Velocidad de partícula máxima [mm/s] (*Peak Particle Velocity*)
- Q = Cantidad de carga [kg]
- R = Distancia desde la carga [m]
- H = Longitud de carga [m]

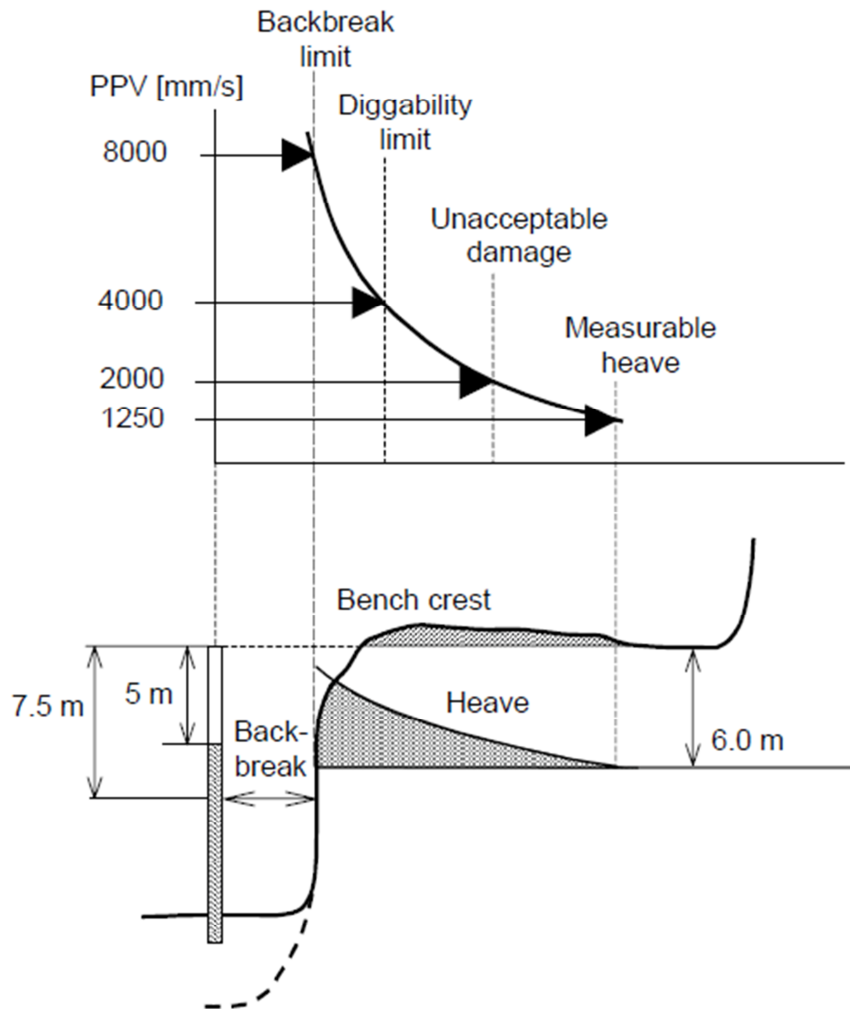


Figura 9: Perfil de daño por tronadura según PPV para la mina Aitik, Marklund et al. (2007).

Tabla 4: Perfil de daño según Marklund et al. (2007)

Tipo de Daño	Descripción	PPV en Roca de alta competencia (Diorita, Biotita Gneiss) [(mm/s)]	PPV en Roca de baja competencia (Biotita Esquisto) [mm/s]
Backbreak	Trituración de roca y caídas de cuñas	≥ 8000	≥ 8000
Excavable	Posibilidad de excavar la roca tronada sin mayor esfuerzo	≥ 4000	≥ 4000
Daño Inaceptable	Límite de daño aceptable e inaceptable	≥ 2000	≥ 1250
Levantamiento	Límite del levantamiento medible	≥ 1250	≥ 725

Además, se diferencia entre un daño vertical de un daño horizontal producido por la tronadura. La Figura 10 permite visualizar dichos daños y justifica por qué la carga de los tiros no debe llegar a profundidades mayores para tronaduras de contorno.

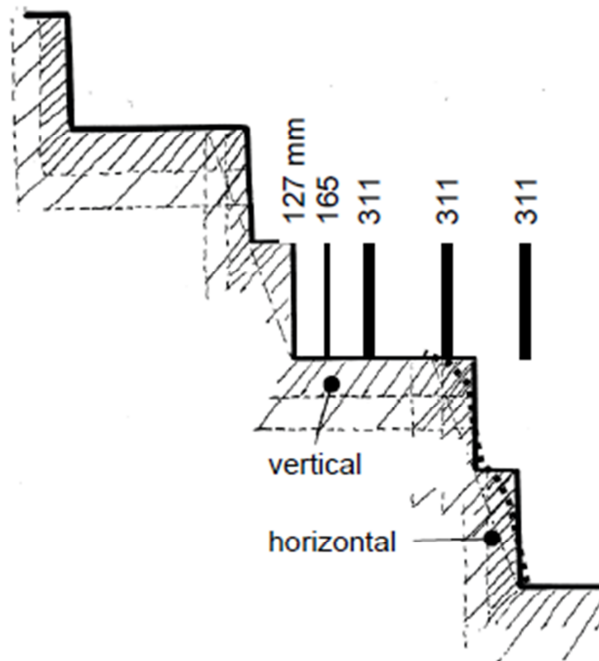


Figura 10: Daño por tronadura vertical y horizontal, Marklund et al. (2007)

De acuerdo a los resultados obtenidos por Marklund et al. (2007), se comprueba que la extensión del daño por tronadura de las 4 zonas depende fuertemente del diámetro de tiro. La Figura 11 muestra la extensión de daño de cargas completas y cargas desacopladas (diámetro de carga/diámetro de tiro).

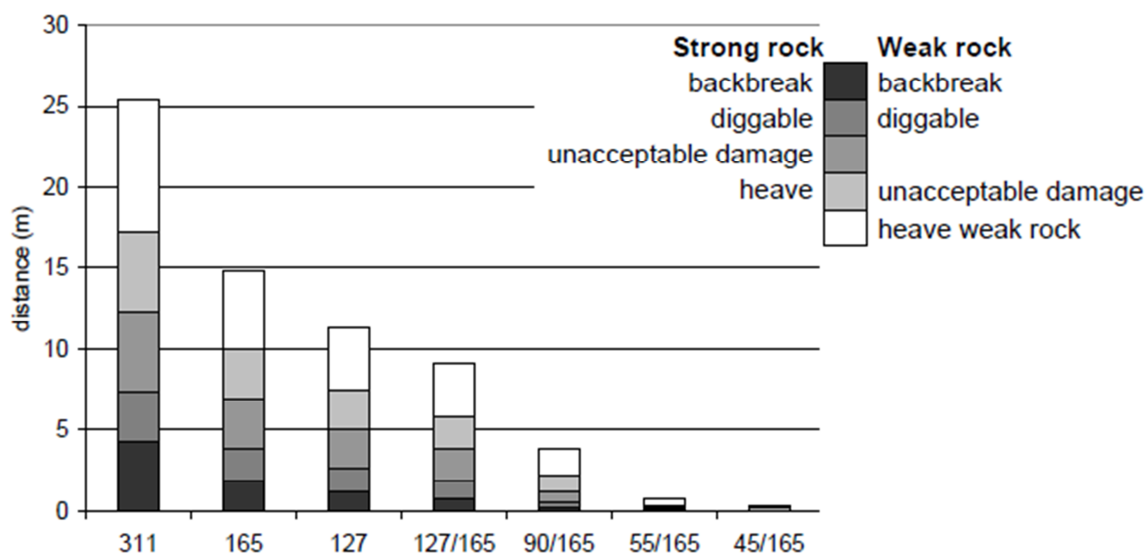


Figura 11: Distancias medias de daño de acuerdo a diámetro de tiro y su carga, Marklund et al. (2007)

Conociendo el efecto de disminuir el diámetro del tiro, en conjunto con el desacoplado de cargas, es posible revisar, comprender e implementar de manera correcta los distintos tipos de diseño de tronaduras usadas para controlar el daño en la pared final de pit. A continuación se muestran 4 diseños de tronadura con distintas aplicaciones de acuerdo a la dureza de la roca presente en un determinado sector.

E. Diseños de tronadura

Los distintos tipos de tronadura para pit final son variados y su uso depende principalmente del tipo de roca y la competencia de esta. Varios autores (Kulsrestha, 2012; Read & Stacey, 2009; Hustrulid, 1999) concuerdan en que el método más efectivo para una amplia gama de rocas, y más usado es el pre-corte, pero no siempre es la mejor opción. A continuación se detallan tipos de tronadura que pueden llegar a obtener mejores resultados que la técnica de pre-corte, dependiendo del caso.

➤ **Line Drilling**

Como su nombre lo indica, este método consiste en perforar una línea de tiros continuos a lo largo del límite previsto por la excavación, con el fin de delimitar la zona afectada por la tronadura y evitar la propagación de fracturas. La Figura 12 muestra la posición de esta línea de perforación.

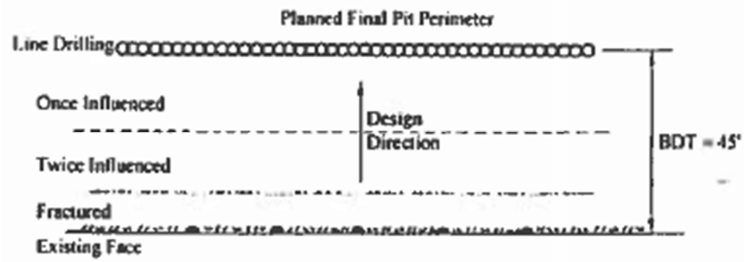


Figura 12: Ejemplo de Line Drilling, Hustrulid (1999)

Para que este diseño de tronadura sea efectivo, debe cumplir con 2 condiciones:

- Debe usarse en conjunto una hilera buffer (amortiguada) de tiros.
- Las cargas principales de excavación debe estar posicionadas entre 1 a 3 hileras alejada de la pared final de pit.

De los métodos nombrados en esta sección, Line Drilling obtiene los mejores resultados, dejando una superficie suave, limpia y sin daño posterior a la pared, ni fracturas en la cresta del banco; sin embargo su uso intensivo de perforación aumenta los costos considerablemente.

➤ **Pre-corte**

Como fue señalado previamente, es el método más efectivo para crear paredes suaves y sin daño. El pre-corte al igual que el line drilling busca formar un plano de falla que límite la propagación del daño, pero su diferencia radica en que los tiros tienen un espaciamiento mayor y son detonados con cargas ligeras, previa o conjuntamente al resto de la tronadura. Su ventaja radica en obtener menores costos de perforación. La Figura 13 y la Figura 14 detallan el proceso de expansión de fracturas producidas en estos tiros, con el fin de formar una zona de escape de gases efectiva.

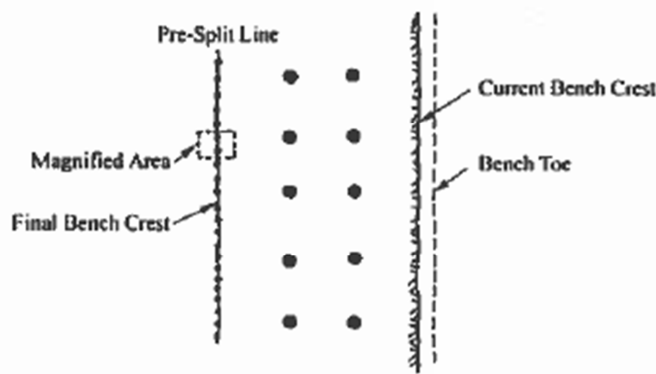


Figura 13: Línea de Pre-corte a lo largo de un diseño de Tronadura, Hustrulid (1999)

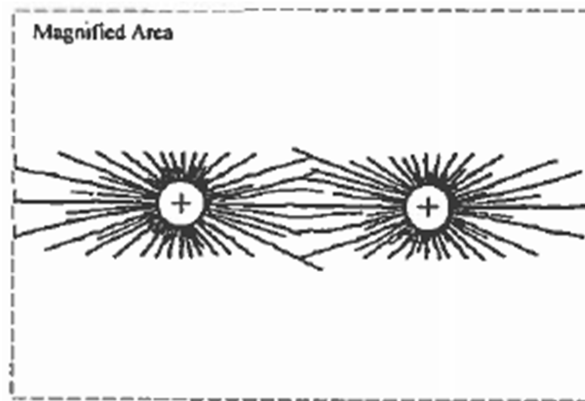


Figura 14: Área de magnificada de 2 tiros con patrón fractura idealizada, Hustrulid (1999)

Con el fin de controlar el posible daño producido en la tronadura de pre-corte, la presión de gas debe ser lo suficientemente alta para fomentar la propagación de fracturas de tracción, pero lo suficientemente baja para prevenir falla por compresión (pulverización de roca) alrededor del tiro. La siguiente desigualdad expuesta por Hustrulid (1999), sugiere una relación entre la presión producida en la pared, la resistencia a la tracción de la roca y el diámetro de tiro con el fin de obtener el espaciamiento de la línea de pre-corte

$$\frac{S}{D} \leq \frac{P_W + T}{T} \quad (2.16)$$

Donde

- P_W = presión en la pared del tiro [MPa]
- T = resistencia a la tracción de la roca [MPa]
- D = diámetro de tiro [m]
- S = espaciamiento [m]

De acuerdo a esto, es posible obtener el espaciamiento para un diámetro, presión en la pared de tiro y resistencia de roca previamente acordados, con el fin de asegurar un daño mínimo.

➤ **Smoothwall Blasting**

A diferencia de los métodos mencionados, este consiste en controlar el daño limitando el área de influencia del tiro, modificando las líneas cercanas a la pared de pit final. De acuerdo a Hustrulid (1999), existen 5 reglas generales para diseñar una hilera smoothwall

- El burden, espaciamiento y carga de la hilera smoothwall son dimensionadas para que no excedan el área de influencia de las hileras de producción. El tamaño de tiro para la hilera smoothwall y buffer se ajustan de igual manera para no superar el límite previamente establecido (generalmente se usa como límite el área de influencia de los tiros de producción). Para lograr este objetivo se pueden desacoplar los tiros.
- El espaciamiento debe ser menor que el burden. Usualmente se usa la siguiente relación

$$\frac{S}{B} = 0,8 \quad (2.17)$$

- Los tiros en la línea smoothwall son tronados con el mismo retardo, con cordón detonante hasta el fondo de tiro, para asegurar una detonación tan simultánea como sea posible.
- El tiempo de retardo entre la línea de ayuda (línea buffer generalmente) adyacente y la línea smoothwall debe ser elegido para que los tiros de esta última hilera sean tronados con una cara libre y así ayudar a la liberación de energía.
- Tanto la línea buffer como la línea smoothwall son tronadas en la misma secuencia que la tronadura de producción.

La Figura 15 ejemplifica un diseño de tronadura smoothwall, indicando los principios básicos del diseño, que es mantener a límite la zona de influencia de los tiros de producción.

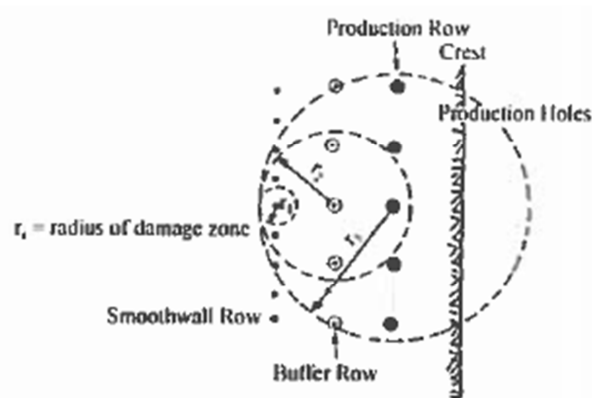


Figura 15: Ejemplo de diseño de tronadura Smoothwall Blasting, Hustrulid (1999)

Para esta tronadura se espera que la fragmentación sea relativamente gruesa, debido a que se evita tener altas presiones de detonación, eligiendo un explosivo adecuado. Además se busca tener un retardo no demasiado pequeño para que la presión de gas no se mantenga más del tiempo deseado y extender las fracturas, posterior al área de influencia.

➤ **Recorte**

Esta técnica como su nombre lo dice, consiste en recortar parte de la roca dañada y/o afectada de la pared de pit final, posterior a la tronadura de producción una vez limpiado el sector. El recorte puede usar una o más hileras de tiros desacoplados dentro de la zona BDT, buscando eliminar una posible cuña inestable y/o una zona con daño mayor al previsto. En esta técnica se tiene una cara libre que permite liberar más energía, por lo que es posible aumentar el diámetro de tiro con respecto a los diseños anteriores, en busca de un mayor espaciamiento, usando cargas desacopladas.

La Figura 16 da un ejemplo de diseño de una línea de tiros de recorte.

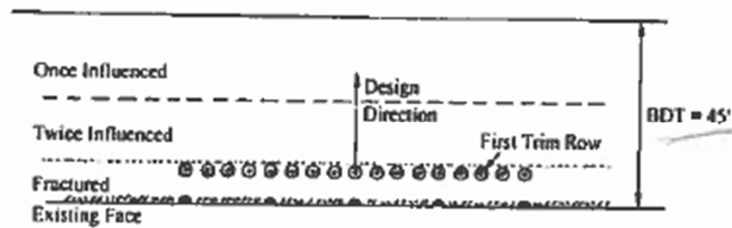


Figura 16: Ejemplo de diseño de Recorte, Hustrulid (1999)

La menor cantidad de tiros y carga presenta una competitividad económica frente a los otros métodos.

F. Explosivos

La elección de explosivo involucra una serie de parámetros a considerar, como la presencia de agua, velocidad de detonación (VOD), sensibilidad de detonación, factor de energía, etc. De igual manera, la variedad de explosivos es bastante amplia, dependiendo del caso, por lo que es posible tener explosivos específicos para cada condición de roca y humedad. En esta memoria se usará ANFO a granel, para los cálculos posteriores.

G. Secuencia de iniciación.

De acuerdo a las necesidades de cada diseño de tronadura, se implementará la secuencia correspondiente. Para obtener una mayor precisión, se usará detonadores con retardo eléctrico.

2.1.4. Estabilización y fortificación

Si bien las técnicas descritas anteriormente permiten minimizar el daño, inevitablemente la orientación de los sistemas de estructuras puede provocar inestabilidad. El objetivo de esta sección es proponer medidas adicionales para prevenir y/o contener posibles deslizamientos.

Dentro de los tipos de fortificación que puede ser más acorde a la situación se encuentran:

A. Pernos

Frente a deslizamientos de cuñas detectados tempranamente, siempre y cuando su volumen lo permita, la implementación de pernos puede ser una respuesta acertada para la estabilización del banco. El perno debe atravesar la cuña y fijarla a la pared de pit final, por lo que el diámetro y la carga máxima del perno son los factores a considerar durante su elección.

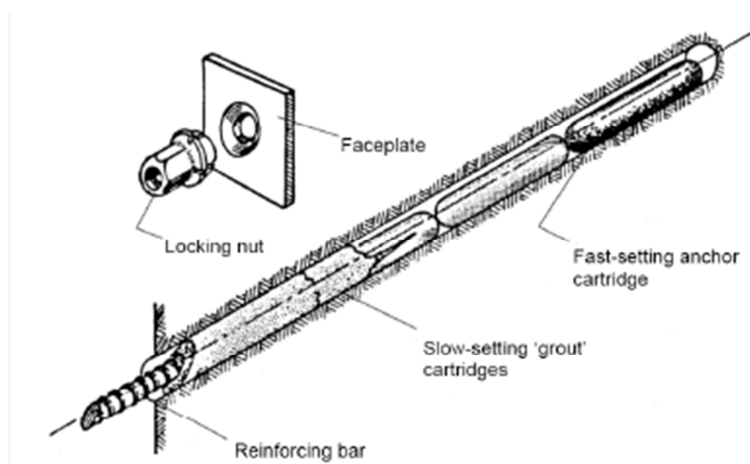


Figura 17: Pernos de estabilización con resinas (Estabilización de Macizo Rocoso – Otoño 2012; Vallejos, Javier).

B. Mallas de contención

Su función principal es contener posibles rodados, en casos donde el avance de la cuña fue acelerado y no fue posible dar una alerta temprana. Estas mallas pueden contener completamente pequeños rodados, o simplemente tener la labor de disminuir el movimiento ayudando a que no sobrepase la berma.



Figura 18: Instalación de fortificación de malla (Case Study: Rock Bolts and Rockfall Netting, Ingleton Quarry, www.can.ltd.uk).

C. Mallas de captura (Catch Fence)

Estas mallas tienen la labor de capturar los posibles rodados. Se ubican en la base del banco.



Figura 19: Aplicación de Mallas de Captura en faena (Open-Pit Rockfall Protection System, www.pythongroup.ca).

Estos métodos de contención y fortificación permiten mantener un nivel de seguridad óptimo en faena, por lo que su correcta implementación es clave para una producción continua y sin accidentes fatales. Sin embargo, la detección temprana de inestabilidades es una herramienta que debe combinarse con la estabilización y fortificación, para tomar decisiones acertadas y en el momento preciso. A continuación se exhiben los equipos de monitoreo más utilizados en la industria.

2.1.5. Instrumentación y monitoreo

Variados son los métodos para medir y monitorear los movimientos en taludes, cuya precisión y tiempo de alerta varía dependiendo del método.

A. Cintas, pins, spray, etc.

Son los métodos más simples para monitorear cambios en las fracturas y la dirección de propagación de estas. Por ejemplo, rociar con un spray o pintar una superficie permite ver la propagación de fracturas o formación de nuevas. Si bien permiten identificar los cambios en las estructuras monitoreadas, la medición de estas no es tan simple.

B. Extensómetros de cables

Es otro de los métodos para monitoreo de movimiento en taludes. Consta de un cable anclado a un extremo inestable y el otro extremo se encuentra tensionado con un peso, a través de una polea. El movimiento de este peso, mide el movimiento del extremo inestable, que a través de

sistemas electrónicos puede dar la alarma frente a un movimiento a un cierto límite. Mide deformación, presión, carga, torque, posición, entre otros.

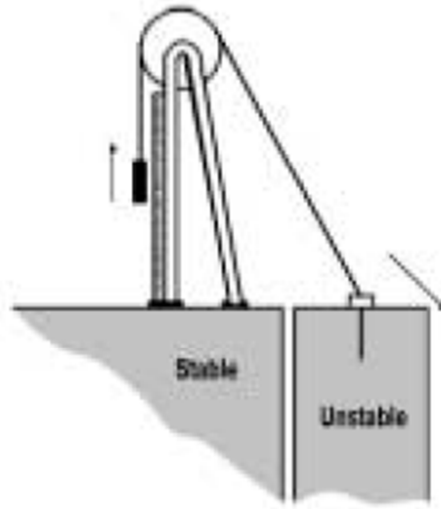


Figura 20: Extensómetro de Cable, Girard (2001)

C. *Inclinómetros*

Es un instrumento capaz de medir desplazamientos tanto verticales como horizontales. De acuerdo a Girard (2001), quien cita a Kliche (1999), con la información entregada por un Inclinómetro es posible reconocer:

- Zonas de cizalle local
- Determinar el tipo de cizalle (planar o rotacional)
- Determinar si el movimiento a lo largo de la zona de cizalle es constante, acelerado o desacelerado.

Cabe destacar que la posición de este instrumento juega un papel importante para que la información obtenida represente fallas superficiales, como también profundas. La Figura 22 muestra la posición adecuada.

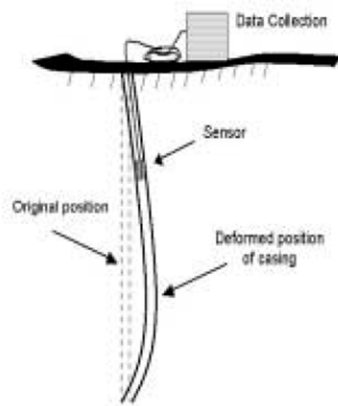


Figura 21: Inclinómetro, Girard (2001)

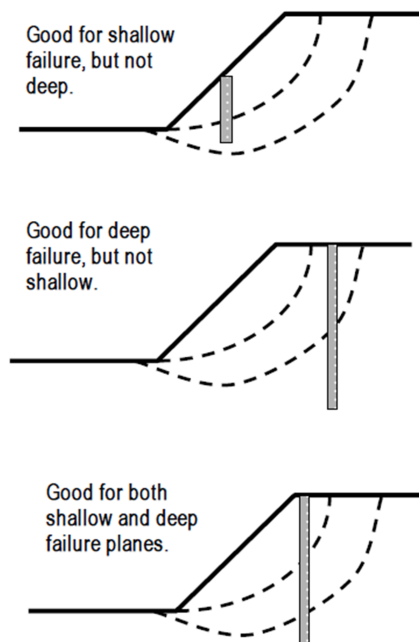


Figura 22: Posición correcta de instalación de Inclinómetro, Girard (2001)

D. Time Domain Reflectometry (TDR)

Técnica en la cual un pulso electrónico es enviado a lo largo de un cable coaxial que ha sido lechado dentro de la perforación. Cuando existe una deformación o ruptura del cable, la señal es reflejada, lo que permite determinar desplazamientos. De acuerdo a Dowding et al. (2000), estos instrumentos son una mejor alternativa que los inclinómetros debido a:

- Bajos costos de instalación
- Mayor profundidad de tiro posible
- Monitoreo remoto y rápido
- Determinación de deformaciones inmediatas

- Posibilidad de instalaciones complejas exitosas

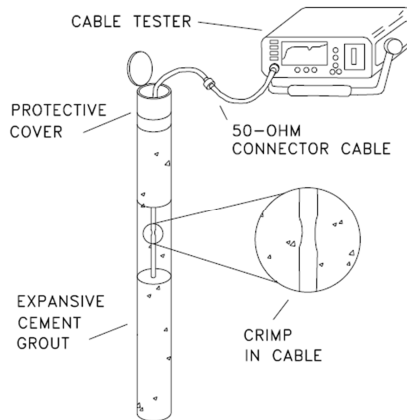


Figura 23: Esquema TDR, Girard (2001)

E. Extensómetros de perforación

Consiste en un extensómetro de varilla tensionado, que detecta y monitorea cambios en distancia entre uno o más anclajes dentro de la perforación, como también en la cabeza de este. En la Figura 24 es posible apreciar los puntos de anclaje para monitorear discontinuidades en una pared de banco.

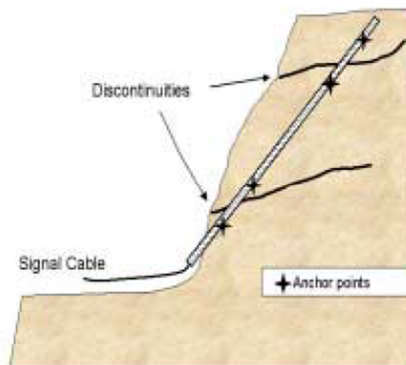


Figura 24: Extensómetro de perforación, Girard (2001)

El fin de estos equipos es monitorear estructuras conocidas, que son de mayor influencia estructural en la estabilidad de taludes. Sin embargo, su elevado costo comparado con otros medios de instrumentación lo hace una opción poco competitiva para áreas más grandes del pit.

F. Prismas topográficos

Formado por una serie de cristales que tienen la función de regresar la señal emitida por una estación. La distancia del aparato al prisma es calculada en base al tiempo que tarda en ir y regresar al emisor



Figura 25: Prisma topográfico, Anglo American, División Los Bronces

2.2. Antecedentes del caso de estudio

En este capítulo se describe el caso de estudio, el cual fue proporcionado por JRI Ingeniería. Se presenta información relevante como la geología, litología y alteraciones presentes en el sector; conjuntamente con el modelo estructural, unidades geotécnicas básicas (UGTB), y 3 Dominios Geotécnicos. Además se muestran los recursos mineros del sector, con el fin, posteriormente, de realizar una evaluación económica y comparar las situaciones previas a la optimización y posterior a esta.

2.2.1. Geología, litología y alteraciones

El yacimiento en estudio corresponde a un pórfido Cuprífero, formado en el Eoceno-Oligoceno, es decir 39- 31 [Ma], que se encuentra dominado por el sistema de fallas presente en el sector, existiendo una falla principal que atraviesa el yacimiento. Contiene cobre principalmente y como sub-producto se encuentran altas leyes de molibdeno, con presencia de plata.

El yacimiento se encuentra emplazado al oeste de una Falla Principal existente en la zona, con una forma tabular sub-vertical con 7 [km] de longitud a lo largo de dicha falla. Tiene un espesor de 300 metros y una profundidad de 1.300 metros. Su roca caja se compone principalmente de Andesitas (Pérmico-Triásico), Granodioritas (Triásico) y Diques Dacíticos (Triásico). A esto se suma una mineralización supérgena (óxidos) originada durante el Mioceno, con bajo desarrollo. Las reservas geológicas son aproximadamente de 1.388 [Mton] con una ley media de 0,92% Cu.

En la Figura 26 se muestra una sección del yacimiento dónde se indican los principales minerales y sus alteraciones. En el capítulo siguiente se entregará un mayor detalle de los recursos y su disposición.

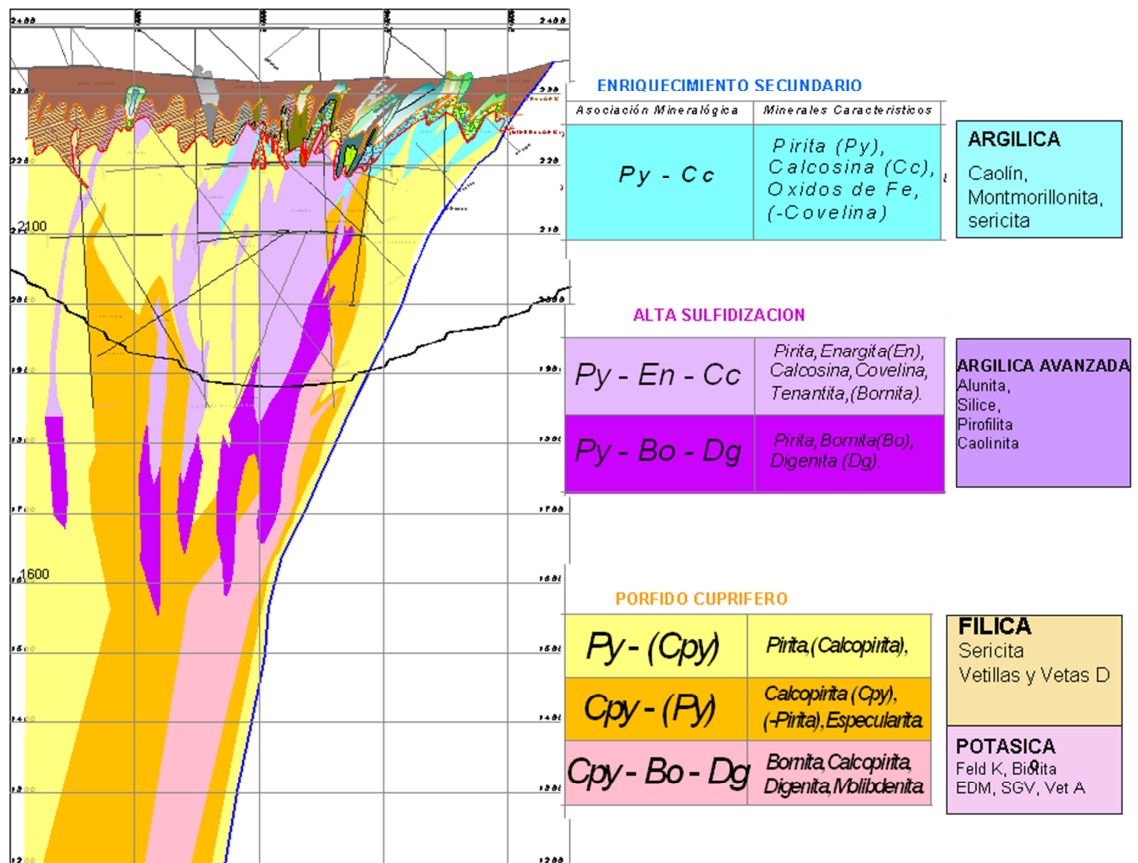


Figura 26: Principales minerales y sus alteraciones

2.2.2. Recursos Mineros

El yacimiento corresponde a un pórfido cuprífero, con presencia de molibdeno y plata. A continuación, en la Figura 27 y la Figura 28, se exhiben la distribución de leyes de cobre en el yacimiento.

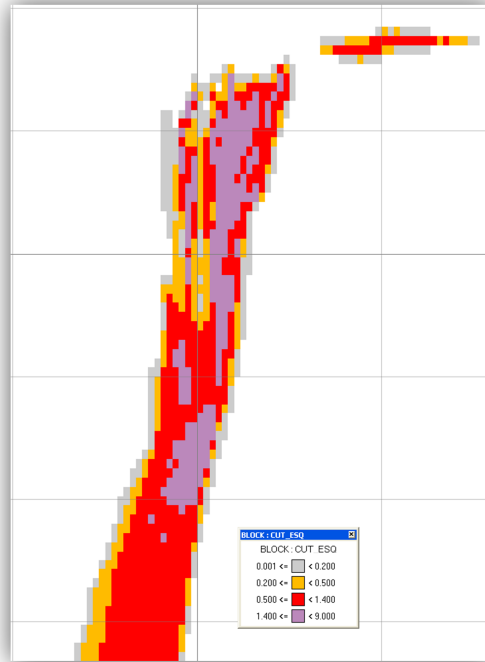


Figura 27: Distribución de leyes de cobre (Vista E-W)

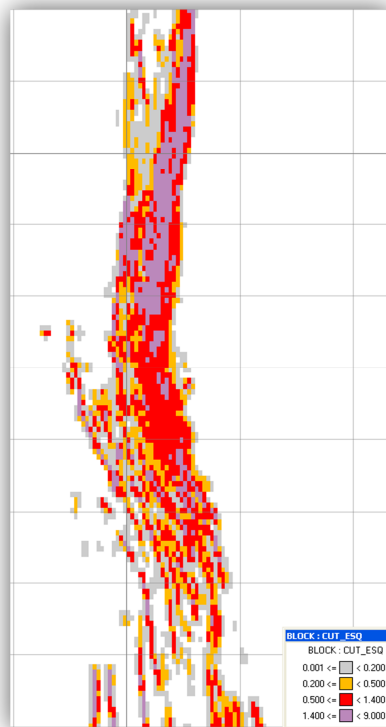


Figura 28: Distribución de leyes de cobre (Vista en planta)

2.2.3. Modelo estructural

De acuerdo a la información reunida por las campañas de sondajes, es posible reconocer 3 dominios Estructurales:

- Dominio Oeste
- Dominio Central
- Dominio Este

La Figura 29 muestra una vista Isométrica de las estructuras mayores presentes en la zona. Para complementar esta información, la Figura 30 muestra las concentraciones de cada set estructural, por medio del software DIPS. Esta información es bastante valiosa para el diseño de taludes, dado que es posible evaluar la formación de cuñas.

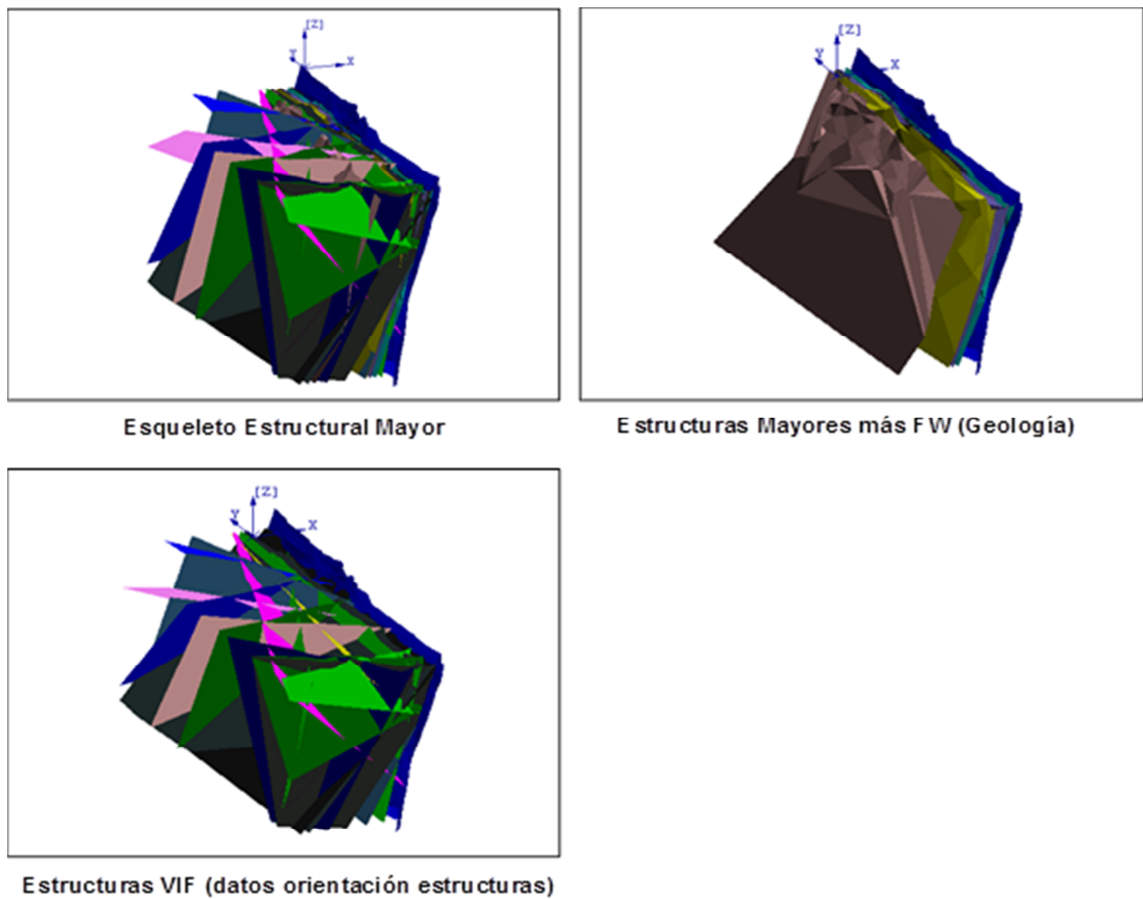


Figura 29: Vista Isométrica Estructuras Mayores caso de estudio

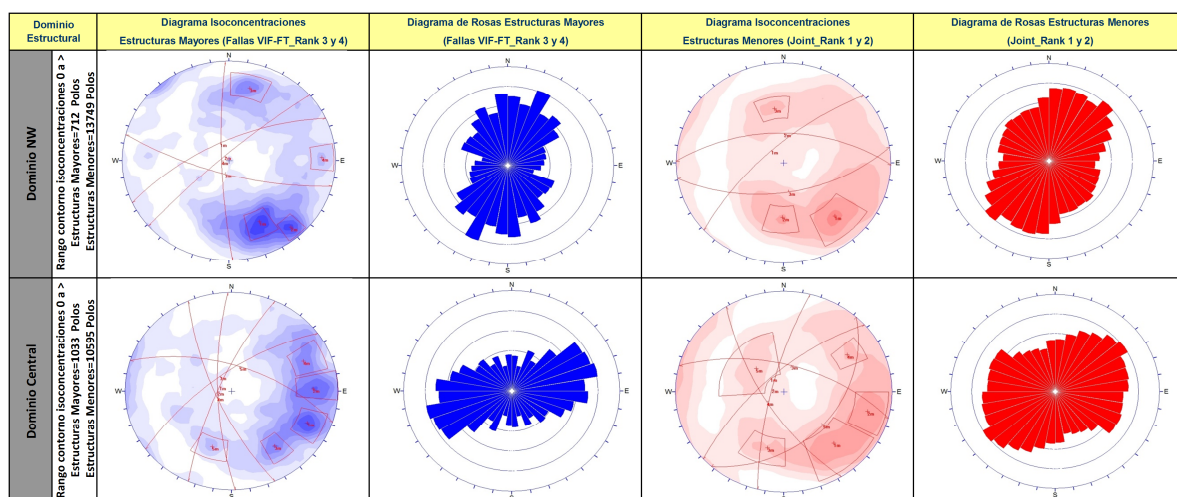


Figura 30: Análisis de sistemas Estructurales por dominio para caso de estudio

Las características principales de los dominios son detalladas a continuación.

A. Dominio Oeste (Bloque Colgante)

- RMR₉₀ Promedio = 50 a 55
- GSI = 45 a 50
- RQD = 93%
- UCS
 - Granodiorita = 68 MPa
 - Unidad Volcánica = 48 MPa

B. Dominio Central (Hundimiento)

- RMR₉₀ Promedio = 49 a 51
- GSI = 44 a 46
- RQD = 78%
- UCS
 - Granodiorita = 68 MPa
 - Hidrotermal Sílice-Alunita = 64 MPa
 - Pórfido MM = 63 MPa
 - Argilización = 3 MPa

C. Dominio Este (Bloque Yacente)

- RMR₉₀ Promedio = 41 a 49
- GSI = 36 a 44
- RQD = 43%
- UCS

Basamento = 13 MPa

Dado que los valores de FF/m no son representativos, se usa la siguiente fórmula para obtener a través del RQD un valor más acorde a la realidad del yacimiento.

$$RQD = 100e^{-0,1\lambda}(0,1\lambda + 1) \quad (2.18)$$

Donde

- λ = Frecuencia de fracturas por metro (FF/m)

El Gráfico 1 muestra el comportamiento de la expresión (2.23). Con esto es posible estimar la FF/m para un determinado RQD, lo que se detalla en la Tabla 5

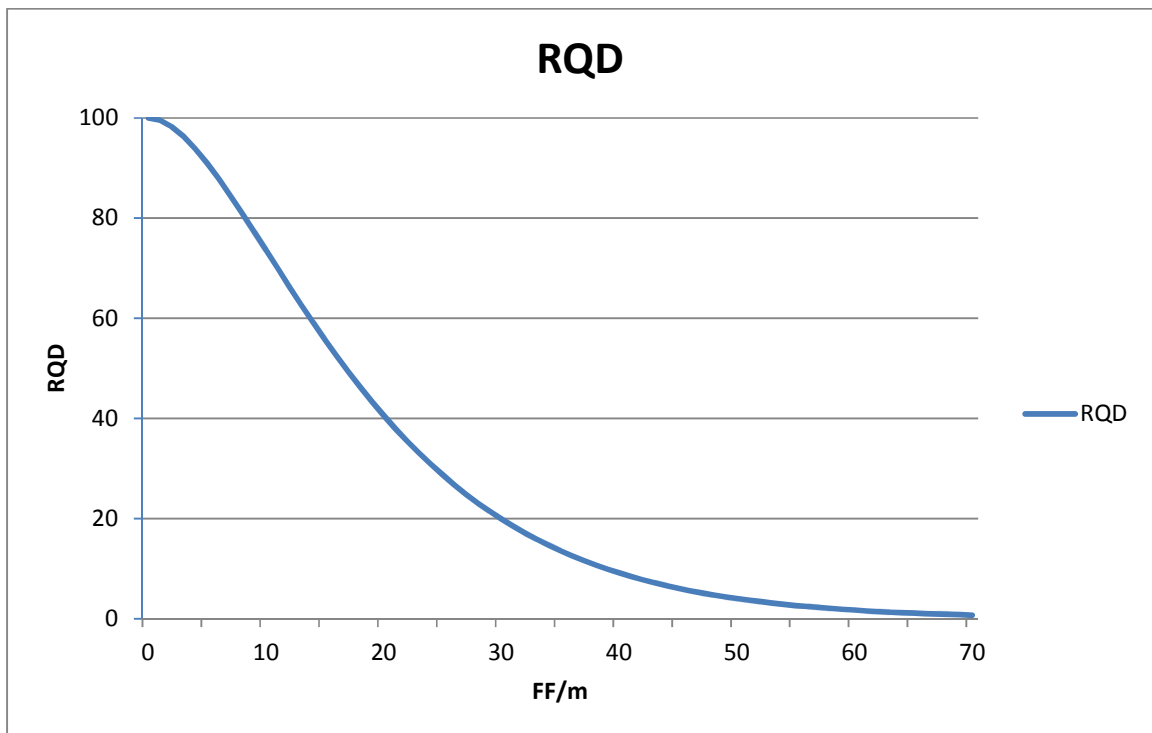


Gráfico 1: RQD & FF/m

Tabla 5: Estimación de FF/m

Dominio	RQD	RQD obtenido	FF/m estimado
Oeste	93	93,02	4,3
Central	78	77,98	8,8
Este	43	43,09	19,1

2.2.4. Unidades geotécnicas básicas

Para este yacimiento se ha reconocido un total de 7 unidades geotécnicas básicas (UGTB), las cuales serán descritas a continuación:

A. UGTB Conglomerados Brechosos

Estudios petrográficos indican que estas rocas sedimentarias se clasifican como conglomerados polimícticos, clasto y matriz-soportados, pobremente consolidados y disgregables. Los clastos presentan formas sub-redondeadas y sub-angulares, que corresponden a variados tipos litológicos entre los que se distinguen andesitas, tobas granodioritas, dioritas, areniscas, dacitas, pórfidos feldespáticos, anfibolitas, granitoides y brechas volcánicas; por su parte la matriz que presenta un grado de madurez bajo a medio. Se reconoció como cemento, en su mayoría, minerales oxidados de hierro, manganeso/cobre y en menor medida se identificó calcita y arcillas.

La matriz en general está integrada por clastos polimícticos angulosos a sub-redondeados y es de tamaño arena muy gruesa y con variaciones a tamaño arena fina y limo.

En base al contenido dominante del tipo de cemento, la unidad Conglomerado Brechoso se subdivide en las siguientes subunidades:

- **CB Rojos** (dominio de hematita): Se caracteriza por presentar mayormente cemento de hematita, por sobre 60%.
- **CB MM** (dominio de jarosita-goethita): Se caracteriza por conformarse mayoritariamente por cemento goethita por sobre el 30%.
- **CB Exóticos** (dominio de óxidos de Cobre): Se caracteriza por presentar cemento de óxidos de cobre con proporciones variables, con un mínimo de 5%, y los análisis de leyes entregan valores sobre 0,1% CuT. Se ha observado que las especies mayoritarias son crisocola y copperwad, y en menor grado malaquita, azurita, y arcillas con cobre.
- **CB Negros** (dominio de óxidos de Manganeso): Se caracteriza por presentar cemento de óxidos de cobre de manganeso, en variables proporciones, con un mínimo de 10%.

B. UGTB Basamento

UGTB constituida por las unidades denominadas Basamento y Andesita Basamento. La unidad Basamento está constituida de Anfibolitas y el Granito Mesa de edad Paleozoico, presenta alteración clorita-caolinita, en zonas afectada tectónicamente (argilizada), por lo que es posible inferir un mala calidad geotécnica de esta UGTB. Se incluyen la unidad andesita gris verdosa y andesita pardo rojizas, esta última corresponde a una andesita de color pardo rojizo, fuertemente argilizada y tectonizada, la que en partes se observa como brecha tectónica con un alto contenido de matriz (sobre 30%), por lo que esta unidad presenta una mala calidad.

C. UGTB Unidad Volcánica

Compuesta de Andesitas, lavas Dacíticas y Brechas Andesíticas del talud Oeste con alteración propilítica (clorita principalmente), con o sin trazas de sericita.

D. UGTB Argilización

La presencia de Brechas Tectónicas y Pebble Dikes caracterizan a esta unidad, las cuales afectan principalmente a las unidades adosadas en la parte occidental de la falla Principal. Se caracteriza por el alto contenido de arcillas (argilización), condición asociada a estructuras mayores.

E. UGTB Granodiorita MM

Granodiorita MM y Brechas Hidrotermales con alteración Fílica (sericita-clorita).

F. UGTB Pórfido MM

Pórfido MM con alteración Fílica (sericita gris verdosa y biotita-feldespatos potásico en profundidad). Esta unidad reemplaza al anterior UGTB denominada Cuerpos Filoneanos y se restringe básicamente, para tema de modelamiento, a la unidad litológica Pórfido MM. Los cuerpos de diques o filones no se incluyen en este modelo, ya que no se cuenta con un modelo litológico levantado a la fecha para esta unidad.

G. UGTB Hidrotermal Sílice Alunita

Granodiorita MM, Filones, Pórfido MM y Brechas Hidrotermales de alta ley de cobre, con alteración sílice-alunita, argílica avanzada y alunita amoniacal-pirofilita.

Cabe destacar que las UGTB corresponden a los Dominios Geotécnicos para este caso de estudio.

2.2.5. Propiedades geomecánicas

La Tabla 6 muestra las propiedades geomecánicas a considerar para este caso de estudio.

Tabla 6: Propiedades Geomecánicas de roca intacta

Unidad Geotécnica Básica	GSI	γ (ton/m ³)	UCS (MPa)	E (GPa)	ν	mi
Unidad Volcánica (UVO)	50	2,65	48	29,7	0,16	21
Granodiorita MM (GMM)	48	2,59	68	30,6	0,15	10,2
Hidrotermal Sílice-Alunita (HSA)	44	2,68	64	29,3	0,15	12,4
Pórfido MM (PMM)	46	2,63	63	27,4	0,2	10,8
Argilización (ARG)	40	2,46	3	4,4	0,11	17,3
Basamento (BAS)	40	2,69	35	9,9	0,2	4,5

Para obtener los parámetros de Hoek & Brown, es necesario determinar el estado tensional para posteriormente usar el software ROCLAB. Dentro de la información disponible, se tiene mediciones a distintas profundidades, las cuales son mostradas en la Tabla 7.

Tabla 7: Mediciones de esfuerzos in-situ

Vertical [m]	σ_1 [MPa]	σ_2 [MPa]	σ_3 [MPa]
172	12	7	6
240	14	10	7
277	15	11	7
417	23	17	10
490	26	19	11
582	31	20	14
793	39	27	19
Promedio	22,9	15,9	10,6

Se considerará el promedio de estas mediciones para obtener primeramente los parámetros de H&B de las distintas UGTB.

Por medio del software ROCLAB de Rocscience, se obtiene la Tabla 8, que contiene los parámetros buscados. Cabe destacar que se usará el valor promedio de σ_3 obtenido de las mediciones descritas en la Tabla 7 y se toma un factor $D=0$.

Tabla 8: Propiedades de H&B para cada UGTB

Unidad Geotécnica Básica	Hoek & Brown		
	m_b	s	a
Unidad Volcánica (UVO)	3,512	0,0039	0,506
Granodiorita MM (GMM)	1,592	0,0031	0,507
Hidrotermal Sílice-Alunita (HSA)	1,624	0,002	0,509
Pórfido MM (PMM)	1,57	0,0025	0,508
Argilización (ARG)	2,03	0,0013	0,511
Basamento (BAS)	0,528	0,0013	0,511

3. DESARROLLO

En esta memoria se presentará el diseño inicial, con una roseta de ángulos conservadora y el uso de pre-corte; en comparación a un diseño optimizado que usa una tronadura basada en el modelo *Smoothwall* presentado por Hustrulid (1999) y usando la medición de daño de Marklund et al. (2007), para comprobar una mínima extensión del daño producido por la tronadura.

El procedimiento a seguir comprende una revisión de la extensión del daño de las tronaduras de producción y pre-corte, para luego introducir la tronadura optimizada que minimiza el daño producido a la pared del talud. Como complemento, los retardos entre tiros serán calculados de acuerdo a los objetivos de cada tronadura.

Se calculará la envolvente económica de las reservas mineras, para posteriormente realizar la validación del diseño inicial y la optimización de los ángulos de talud global. En este proceso se obtienen los factores de seguridad (FS) del diseño inicial, los cuales bajo el principio de *Ceteris Paribus* serán usados como límite para la optimización.

3.1. Diseño de tronadura

A continuación se calculará una tronadura de producción, la que posteriormente servirá de base para el diseño de la tronadura de pre-corte. Estos diseños serán considerados para el diseño inicial, mientras que para el diseño optimizado se usará la misma tronadura de producción en conjunto con la tronadura diseñada en conjunto con la medición del daño.

3.1.1. Tronadura de diseño inicial

A. Diseño de producción

El diseño de la tronadura de producción fue realizado aplicando la metodología de Langefors, descrita en el capítulo de Antecedentes. Es necesario destacar que la metodología de Ash entrega valores similares a los obtenidos por la metodología de Langefors. Se considera un diámetro de 311 [mm] y una altura de banco de 15 [m]. Los valores de K_i usados serán los valores típicos dispuestos en la Tabla 2.

La Tabla 9 muestra un resumen de los valores usados para calcular tanto el burden como el resto de los parámetros de diseño. La Tabla 10 señala los resultados obtenidos para los tiros de producción.

Tabla 9: Valores usados para cálculo de parámetros de tronadura

Parámetro	Valor
Altura de Banco (H)	15 [m]
Diámetro (ϕ)	311 [mm]
Densidad de Explosivo (Δ)	0,8 [gr/cm ³]
Constante de Langefors (\bar{c})	0,5 [kg/m ³]
Factor de Corrección por explosivo (FC)	0,85
E/B	1,15
K _J	0,3
K _T	0,7

Tabla 10: Resultados de cálculo de parámetros de diseño tiros de producción

Parámetro de Diseño	Tiros de producción	Unidad
Diámetro	311	[mm]
Burden	9	[m]
Espaciamiento	10,3	[m]
Pasadura	2,7	[m]
Taco	6,3	[m]
Longitud de Carga	11,4	[m]
Longitud de Perforación	17,7	[m]

Con las dimensiones calculadas es posible, a través del modelo propuesto por Marklund et al. (2007), medir la extensión del daño producido a la pared del talud. Si bien este modelo no deja claro las características de roca fuerte y débil en las cuales se registraron las mediciones, se adoptará el límite sugerido por Hustrulid (1999), que corresponde a 1000 [mm/s] como medición de PPV. El Gráfico 2 muestra la extensión de daño, cuyos resultados se encuentran en la Tabla 64 del capítulo de Anexos. Los gráficos que muestran los resultados del modelo aplicado serán exhibidos en escala semi-logarítmico, con el fin de mostrar el límite de 1000 [mm/s] PPV.

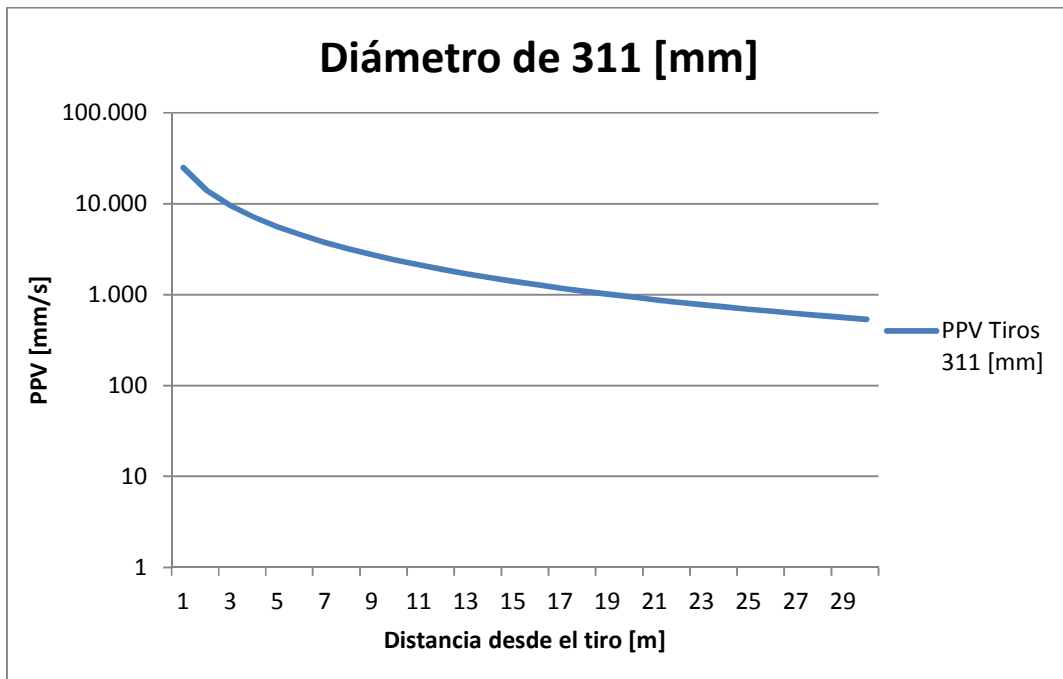


Gráfico 2: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 311 [mm]

De acuerdo al modelo a 19,15 [m] se obtienen 1000,75 [mm/s], lo que es considerada la distancia bajo la cual comienza el daño. Estos valores son obtenidos de manera teórica con un fin académico, por lo tanto si se desea aplicar esta metodología, se sugiere limitar la precisión de los resultados redondeando los decimales. Para esta memoria, se considerará hasta 3 decimales para describir la distancia del daño.

La Figura 31 muestra la extensión de daño de los tiros de producción. En esta figura, cara tiro lleva un color distinto que coincide con la extensión de su daño, mientras que los tacos llevan un color gris.

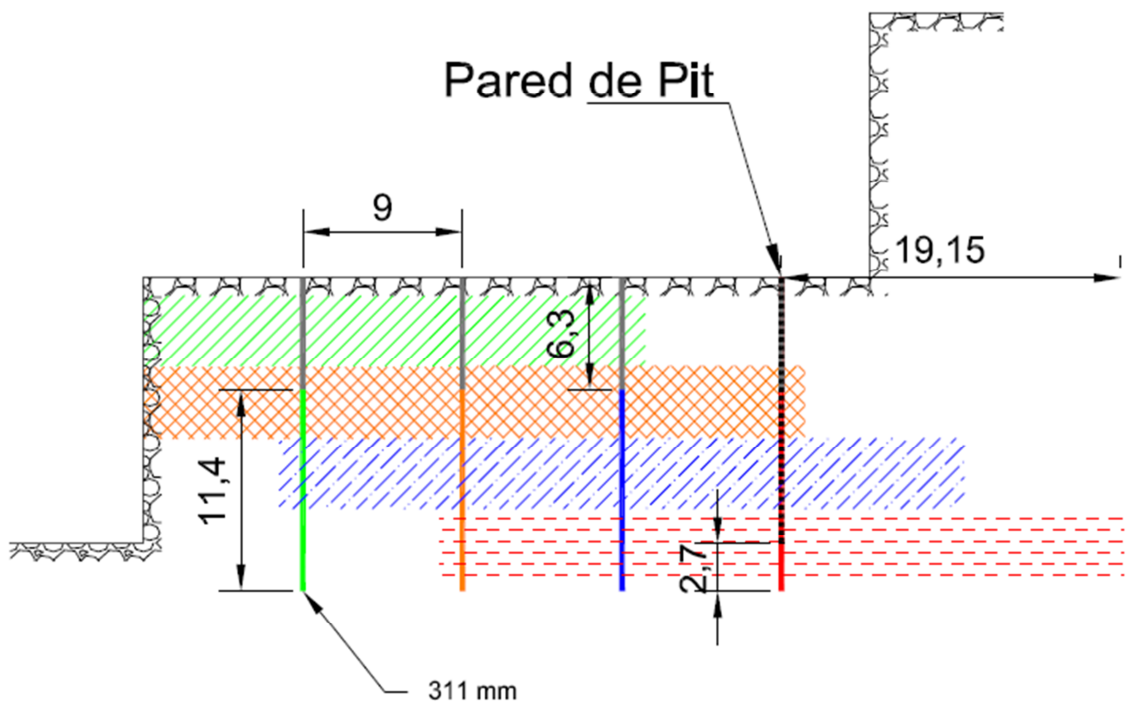


Figura 31: Extensión de daño en una tronadura de producción

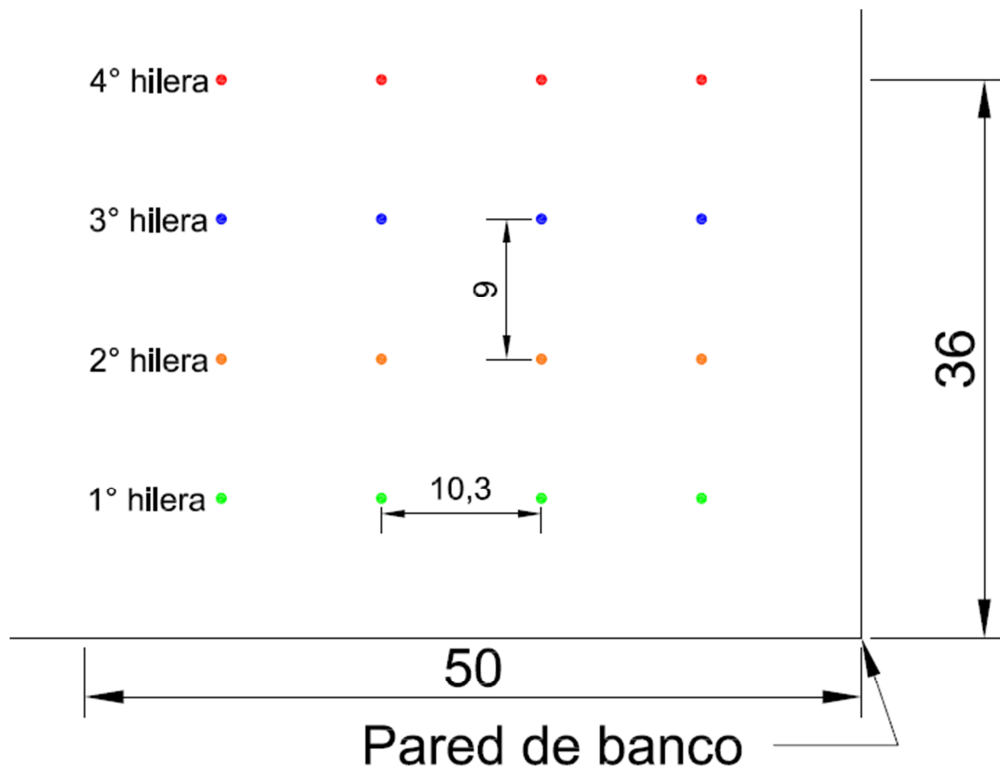


Figura 32: Vista en planta diseño de tronadura de producción

A continuación se detalla el diseño de pre-corte considerado para el diseño inicial, con su respectiva extensión de daño.

B. Diseño pre-corte

Para la tronadura de contorno generalmente se aplica una reducción de diámetro de la hilera de tiros cercana al talud, sumado a un desacoplamiento de las cargas. Esta práctica se ve reflejada en de la Figura 33 que corresponde a una tronadura básica de pre-corte.

Las dos primeras hileras de tiros permanecen con su diámetro y cargas iguales, mientras que las siguientes dos son modificadas. La tercera hilera es reemplazada por tiros de 165 [mm] (6 ½”) de diámetro, mientras que la cuarta hilera es reemplazada por una línea de tiros buffer (311 [mm] de diámetro y una carga de 165 [mm]) y la respectiva hilera de pre-corte que es detonada con una carga de desacoplada de 90 [mm] (3 ½”) con un diámetro de tiro de 165 [mm].

Es posible observar sus perfiles de daño en el Gráfico 3, Gráfico 4 y Gráfico 5, cuya información más detallada se encuentra en la Tabla 64, en el capítulo de Anexos. Para un tiro de 165 [mm] con carga acoplada, la distancia aproximada de daño es de 10,45 [m] (PPV = 999,05 [mm/s]); mientras que para una carga de 90 [mm] desacoplada dentro de un tiro de 165 [mm], la extensión de daño es de 2,085 [m] (PPV = 999,80 [mm/s]).

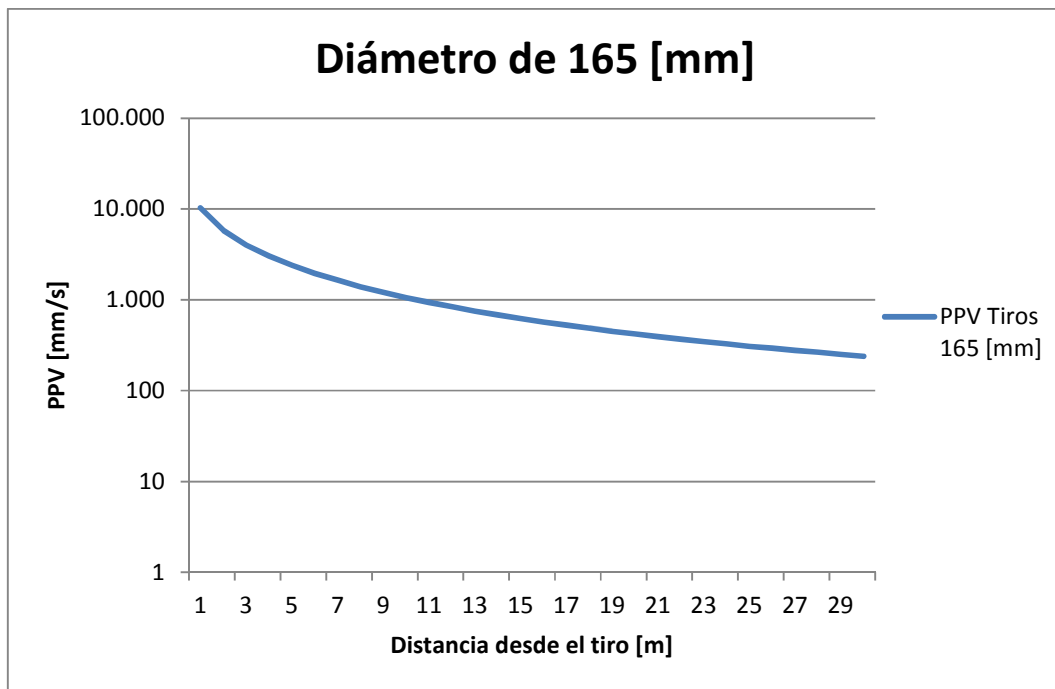


Gráfico 3: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 165 [mm]

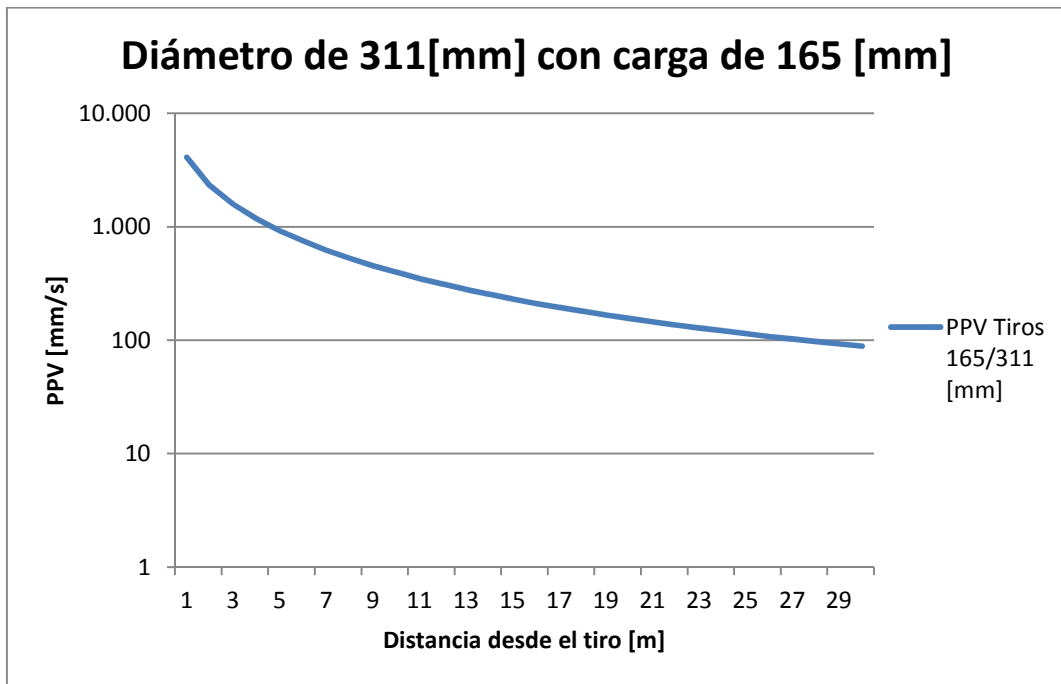


Gráfico 4: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 311 [mm], carga de 165 [mm]

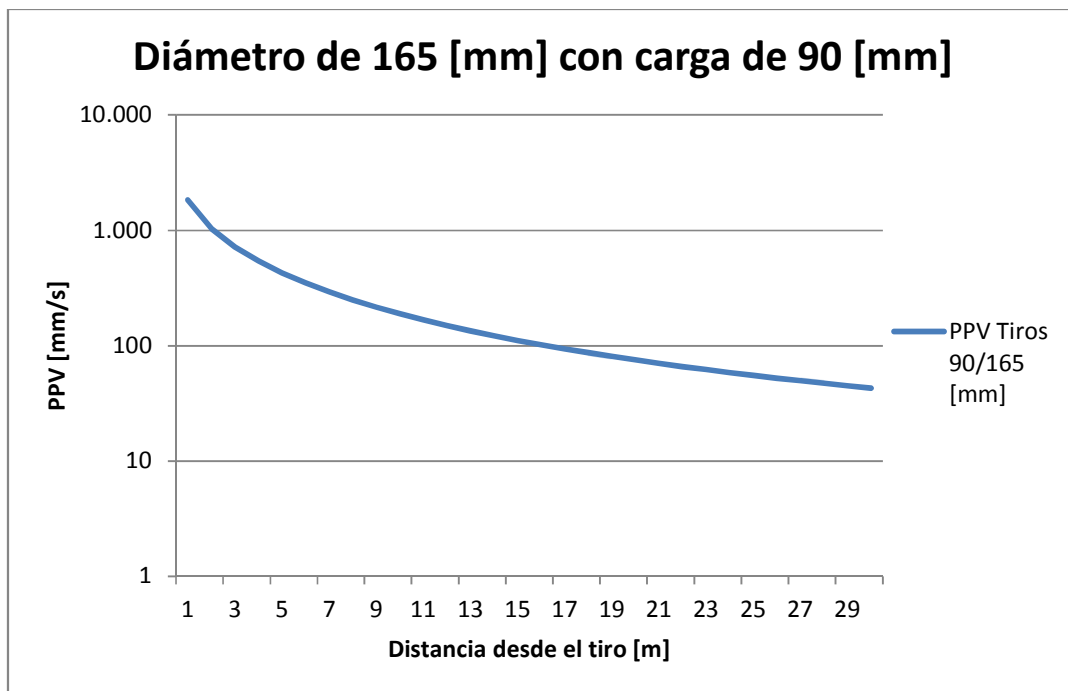


Gráfico 5: PPV v/s Distancia desde tiro para diámetro de 165 [mm], carga de 90 [mm]

Cabe destacar que la hilera de pre-corte puede ser detonada previamente, o en conjunto con el resto de la tronadura, pero debe ser la primera hilera en detonar dentro de la secuencia de

tronadura. El detalle de diseño de esta tronadura de Pre-Corte se encuentra en la Tabla 11 y Tabla 12.

Tabla 11: Diseño de tiros de producción para tronadura de pre-corte

		Parámetros por diámetro		Unidad
Diámetro	D	311,0	165,0	[mm]
Burden	B	9,0	4,8	[m]
Espaciamiento	S	10,3	5,5	[m]
Pasadura	J	2,7	1,4	[m]
Taco	T	6,3	3,3	[m]
Perforación	H _{TIRO}	17,7	16,4	[m]
Longitud de Carga	L _{CARGA}	11,4	14,0	[m]

Tabla 12: Dimensiones hilera de tiros de pre-corte

		Dimensiones por tiro	Unidad
Diámetro	D	165,0	[mm]
Burden	B	4,8	[m]
Espaciamiento	S	1,6	[m]
Pasadura	J	1,4	[m]
Taco	T	3,3	[m]
Perforación	H _{TIRO}	16,8	[m]
Longitud de Carga	L _{CARGA}	12,6	[m]

Para estimar el espaciamiento de los tiros de hilera de pre-corte, se usa la Tabla 13 que relaciona diámetros de tiro y espaciamiento de distintos casos hileras de pre-corte en faenas estudiadas por Hustrulid (1999).

Tabla 13: Relación entre diámetro y espaciamiento, Hustrulid (1999)

Diámetro de tiro	Espaciamiento
75	0,75
90	0,9
100	1
115	1,1
125	1,2
150	1,45
200	1,85
230	2
250	2,15
270	2,25
310	2,4

El Gráfico 6 muestra que la relación en estos sigue una tendencia lineal, por lo que realizando una interpolación simple se obtiene un valor de 1,57 [m] para un diámetro de 165 [mm], lo que es aproximado a un valor de 1,6 [m].

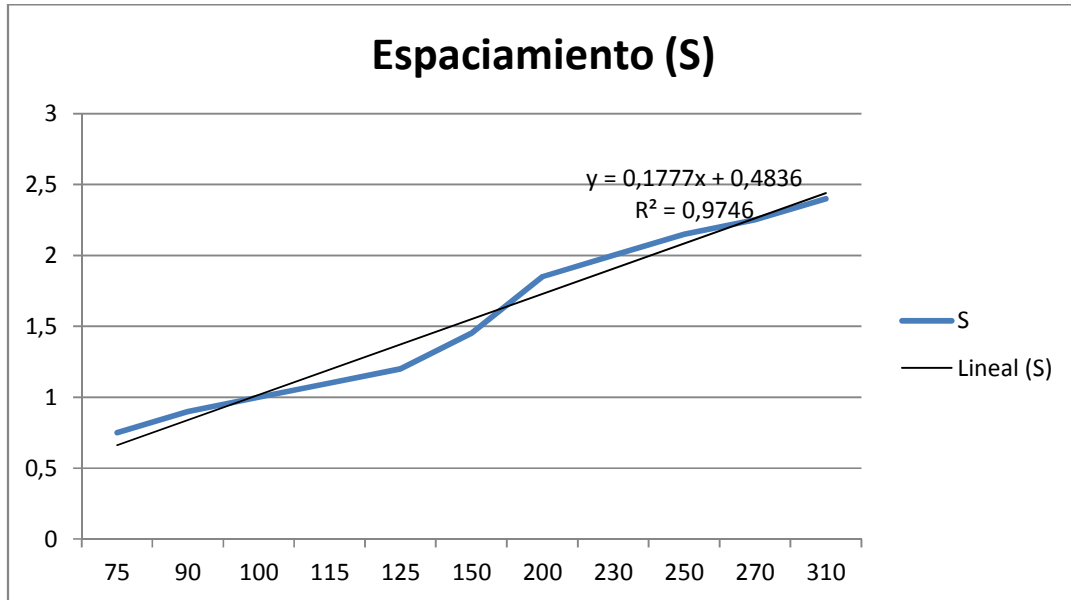


Gráfico 6: Relación entre diámetro de tiro y espaciamento, Hustrulid (1999)

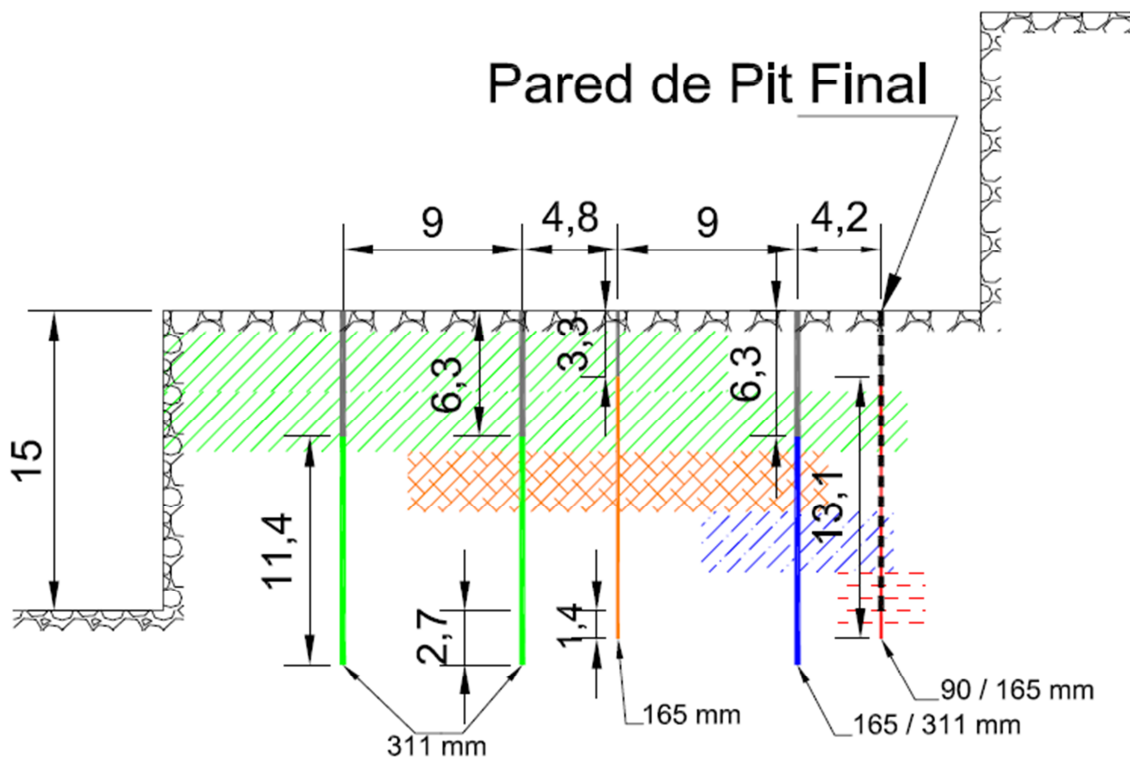


Figura 33: Tronadura de pre-corte básica

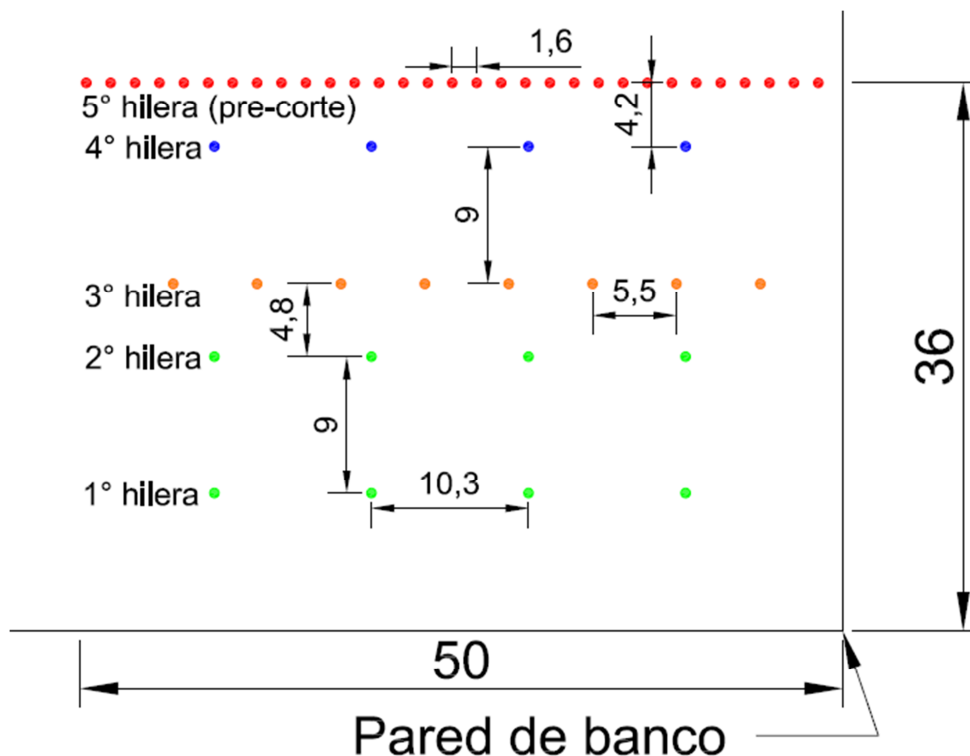


Figura 34: Vista en planta diseño de tronadura de pre-corte

En la Figura 33, cada combinación de [carga/diámetro de tiro] tiene su color particular, el cual coincide con la extensión de daño que produce. En particular los tiros de pre-corte (color rojo) se encuentran posicionados a lo largo del límite de la pared de pit final (corresponde a tiros de 165 [mm] de diámetro, con una carga de 90 [mm] de diámetro), creando el plano de falla que disminuye la propagación de daño, pero no lo elimina.

Es posible observar concentración de daño en las cercanías de la pared, e incluso por detrás de ella, lo que perjudica la calidad de la roca y su estabilidad.

Por lo tanto, la misión de la tronadura optimizada es lograr conciliar el diseño con el grado de daño producido, conociendo su extensión. En la siguiente sección de este capítulo se dará mayor detalle del proceso de optimización de esta tronadura y sus supuestos.

Un punto que merece especial cuidado es la secuencia de detonación. A continuación se realizará una pequeña revisión a la teoría y a la metodología existente, para posteriormente presentar los resultados obtenidos.

3.1.2. Secuencia de iniciación de diseño inicial

Para la tronadura de producción, la fragmentación es el objetivo primordial, por lo que es necesario adecuar los retardos de los tiros de acuerdo a calidad de la roca. Para rocas masivas y duras, con un módulo de Young alto, es necesario tener un retardo menor entre tiro, para permitir

una presión constante y conseguir una fragmentación óptima. En el caso de tener tiros de mayor diámetro (lo que implica un mayor burden y espaciamiento), el retardo entre estos debe ser mayor.

En cambio, para la tronadura perimetral, el objetivo es controlar el daño. Las prácticas para el control de daño son similares a las usadas para controlar la sobre-fragmentación. Para intervalos de retardo muy cortos, tanto las vibraciones y el sobre-confinamiento frecuentemente producen daño. Específicamente para la última hilera de tiros (la más cercana a la pared del banco), al tener un mayor confinamiento, la expansión de gases produce un movimiento vertical de la roca y si la columna explosiva es iniciada en la base del pozo, el efecto de craterización produce un mayor fracturamiento; por esta razón es mejor aumentar el retardo entre las últimas dos hileras cercanas a la nueva cara del banco. Para los retardos entre tiros, estos deben ser ajustados para un control de vibraciones y no permitir el acople de su detonación. Los valores varían entre 10 ms para una roca de alta resistencia y un alto módulo de Young, hasta los 50 ms aproximadamente para rocas de baja resistencia, con comportamientos más plásticos, como arenisca, rocas sedimentarias y calizas meteorizadas.

En el Manual de Tronadura de ENAEX es posible encontrar un par de metodologías para calcular los retardos entre tiros y entre hileras de tiros. El criterio de Conya, que será explicado a continuación, considera distintos tipos de roca asociado a una constante; tanto para el cálculo de retardo entre tiros, como para retardo entre hileras de tiros.

- Cálculo de retardo entre tiros:

$$t_h = T_h * S \quad (2.24)$$

Donde

- t_h : Retardo entre tiros [ms]
- T_h : Constante de retardo entre tiros
- S : Espaciamiento [m]

Tabla 14: Constantes para cálculo de retardo entre tiros

Constante T_h [ms/m]	Tipo de Roca
6,5	Arena, Margas, Carbón
5,5	Algunas Calizas, Esquistos
4,5	Calizas compactas y mármoles, algunos granitos y Basaltos, Cuarcita, algunos Gneis
3,5	Feldespatos porfíricos, Gneis compactos y mica

- Cálculo de retardo entre hileras de tiros

$$t_r = T_r * B \quad (2.24)$$

Donde

- t_r : Retardo entre hileras [ms]
- T_r : Constante de retardo entre hileras
- S : Burden [m]

Tabla 15: Constantes para cálculo de retardo entre hileras de tiros

Constante T_r [ms/m]	Tipo de Roca
6,5	Alta vibración y onda Aérea, rompimiento trasero
8	Pila de material alta cercana a la cara, sobre presión y rompimiento moderado
11,5	Altura de la pila promedio, sobre presión y rompimiento promedio
16,5	Pila de material dispersa con rompimiento trasero mínimo

Con esta metodología se calcula el tiempo de retardo entre tiro y el retardo entre hileras. A continuación se detallan los tiempos para cada diseño de tronadura dispuesto en el diseño inicial (producción y pre-corte).

A. Diseño de producción

Considerando 50 [m] de largo, 36 [m] de ancho y 15 [m] de alto por tronadura (dimensiones base para comparar entre tronaduras), para el caso de tronadura de producción se tienen 4 tiros por hilera aproximadamente, lo que entrega un total de 20 tiros. La Tabla 16 muestra los retardos calculados para cada constante de acuerdo a la metodología de Conya.

Tabla 16: Retardos para tronadura de producción ($\phi=311$ [mm]), según metodología Conya

T_h	Retardo por tiro [ms]	T_r	Retardo por hilera [ms]
6,5	67	6,5	58
5,5	57	8	72
4,5	47	11,5	103
3,5	36	16,5	148

De la Tabla 16 se considera un retardo por tiro de 36 [ms], mientras que el retardo entre hileras será de 72 [ms]. Con estos tiempos se calculan los retardos por tiro, los cuales se ven reflejados en la Tabla 17, en la cual se especifica el tiempo desde el inicio de la detonación para cada tiro.

Tabla 17: Retardos por tiro tronadura de producción

Número de tiro	Retardo [ms]	Hilera
1	0	1
2	36	1
3	72	1
4	108	1
5	180	2
6	216	2
7	252	2
8	288	2
9	360	3
10	396	3
11	432	3
12	468	3
13	540	4
14	576	4
15	612	4
16	648	4

A continuación se procede a realizar un proceso similar para la tronadura de Pre-Corte.

B. Diseño de pre-corte

De acuerdo a las modificaciones realizadas para la tronadura de pre-corte, los diferentes retardos usados calculados para la determinación de los tiempos de tiro se encuentran en las Tabla 18 y Tabla 19; lo que posteriormente se ve reflejado en las Tablas 20 y 21 con los tiempos para la hilera de Pre-Corte y el resto de las hileras, respectivamente.

Los retardos usados para tiros son 36 [ms] para 311 [mm] de diámetro y 19 [ms] para diámetros de 165 [mm]. En cambio para la línea de tiros de pre-corte, si bien de acuerdo a la metodología de Conya, el retardo a utilizar es de 6 [ms], de acuerdo a la bibliografía y experiencia descrita previamente, se usará el mínimo recomendado que corresponde a 10 [ms].

Para las hileras de producción de 311 [mm] diámetro el retardo es 72 [ms] (puede ser disminuido a 70 [ms] para simplificar cálculos), mientras que para la hilera desacoplada el valor aumenta a 103 [ms] (se puede aproximar a 100 [ms]). Para la hilera de tiros de 165 [mm] de diámetro, su retardo es 38 [ms] (que puede ser aproximado a 40 [ms]).

Tabla 18: Retardos por tiro para diseño de pre-corte, según metodología Conya

T_h	311 [mm] [ms]	165 [mm] [ms]	90/165 [mm] [ms]
6,5	67	36	10
5,5	57	30	9
4,5	47	25	7
3,5	36	19	6

Tabla 19: Retardos por hilera para diseño pre-corte, según metodología Conya

T_r	311 [mm] [ms]	165 [mm] [ms]
6,5	58	31
8	72	38
11,5	103	55
16,5	148	79

Tabla 20: Retardos por tiro para hilera de pre-corte

Número de tiro	Retardo [ms]	Hilera	Número de tiro	Retardo [ms]	Hilera
1	0	5	17	160	5
2	10	5	18	170	5
3	20	5	19	180	5
4	30	5	20	190	5
5	40	5	21	200	5
6	50	5	22	210	5
7	60	5	23	220	5
8	70	5	24	230	5
9	80	5	25	240	5
10	90	5	26	250	5
11	100	5	27	260	5
12	110	5	28	270	5
13	120	5	29	280	5
14	130	5	30	290	5
15	140	5	31	300	5
16	150	5			

Tabla 21: Retardos por tiro para el resto de las hileras diseño pre-corte

Número de tiro	Retardo [ms]	Hilera
1	0	1
2	36	1
3	72	1
4	108	1
5	180	2
6	216	2
7	252	2
8	288	2
9	326	3
10	345	3
11	364	3
12	383	3
13	402	3
14	421	3
15	440	3
16	459	3
17	478	3
18	581	4
19	617	4
20	653	4
21	689	4

3.1.3. Tronadura de diseño optimizado

Como es posible observar en la Figura 33, la tronadura de pre-corte produce un menor daño a la pared de pit final, pero sigue sobrepasando los límites deseados. Para optimizar el diseño, primero fue necesario estimar los perfiles de daño de los distintos diámetros de perforación a utilizar. Para los tiros de 311 [mm], 165 [mm], de 311 [mm] con una carga desacoplada de 165 [mm] y de 165 [mm] con una carga de 90 [mm] de diámetro, los perfiles de daño son expuestos en los Gráfico 2, Gráfico 3, Gráfico 4 y Gráfico 5, respectivamente. Diseños con estas características serán usados para lograr la optimización en la tronadura controlada de contorno de Pit. La hilera de tiros *Smooth* será de 45 [mm] de diámetro, con una extensión de daño de 1,75 [m] y su perfil de daño se encuentra en el Gráfico 7.

La justificación tras los cambios realizados es la siguiente:

- Los tiros de producción que excedan el límite de talud previsto son reemplazados por unos de menor diámetro cargados completamente.
- La hilera de tiros *Smooth* se ubica de acuerdo a su extensión de daño

- Las hileras de tiros que se encuentran entre las de producción y la hilera *Smooth* serán de tipo buffer para complementar el trabajo de las hileras de producción, pero cuidando de que su extensión de daño no traspase los límites deseados.

En la Figura 35 es posible encontrar el resultado de este raciocinio.

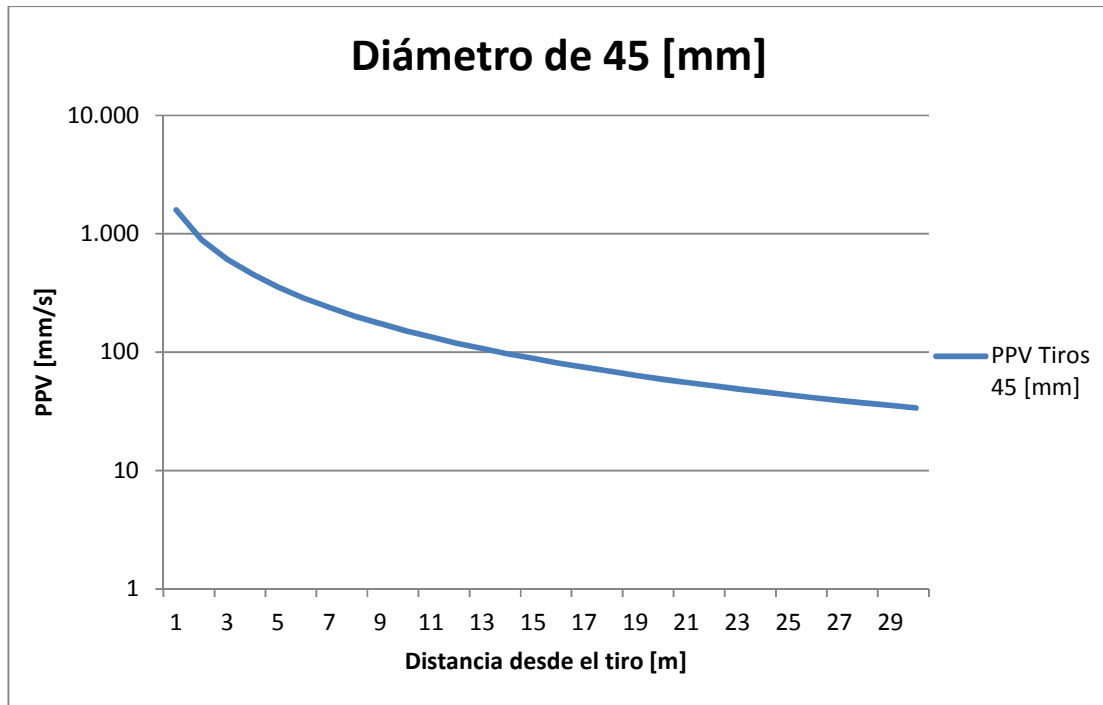


Gráfico 7: PPV v/s Distancia desde el tiro (diámetro de 45mm)

Para esta tronadura se considera la siguiente configuración:

- Una primera hilera de tiros de 311 [mm] de diámetro cargado completamente
- Las tres hileras siguientes (2°, 3° y 4°) con tiros de 165 [mm], también de carga completa, con el fin de no comprometer mayormente la granulometría.
- Dos hileras de tiros buffer (5° y 6°), de 311 y 165 [mm], con cargas de 165 [mm] y 90 [mm] respectivamente. Estas 2 hileras no consideran pasadura, con el propósito de disminuir el daño vertical producido al talud.
- Finalmente la última hilera de tiros *Smooth*, la más cercana a la pared de pit final, de 45 [mm] de diámetro. La longitud total de tiro de la hilera *Smooth* es disminuida a 12 [m], bajo el mismo principio que se eliminó la pasadura en la 5° y 6° hilera.

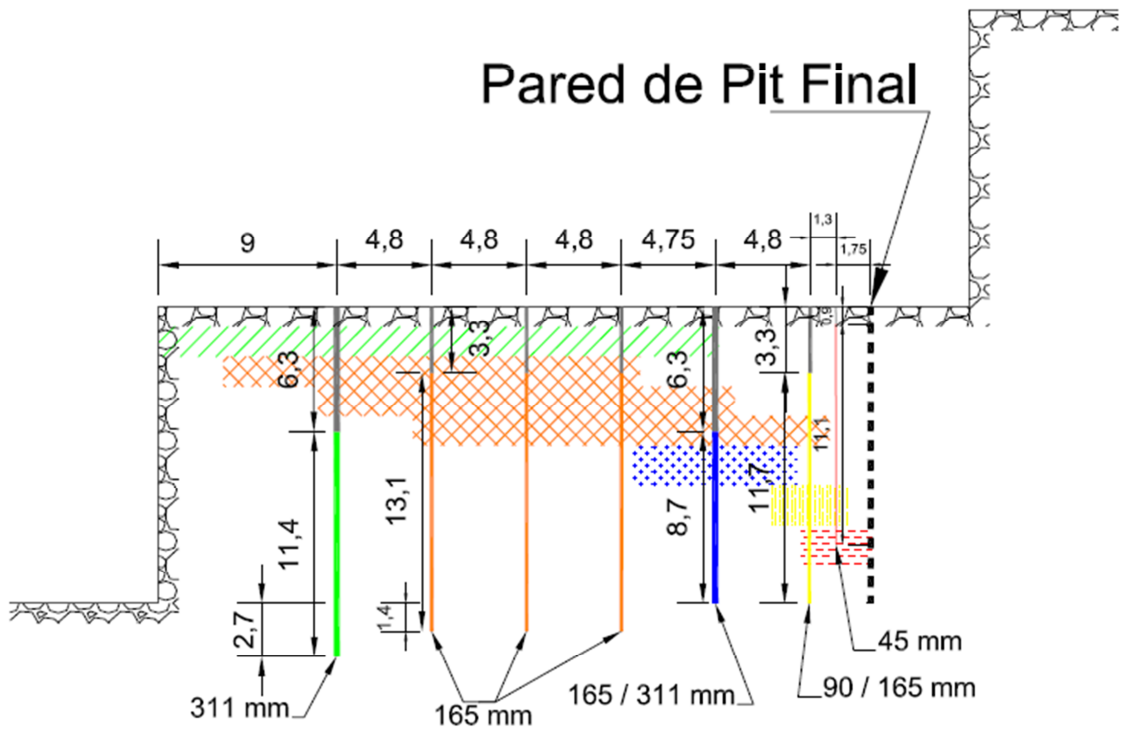


Figura 35: Diseño tronadura optimizada con control de extensión de daño

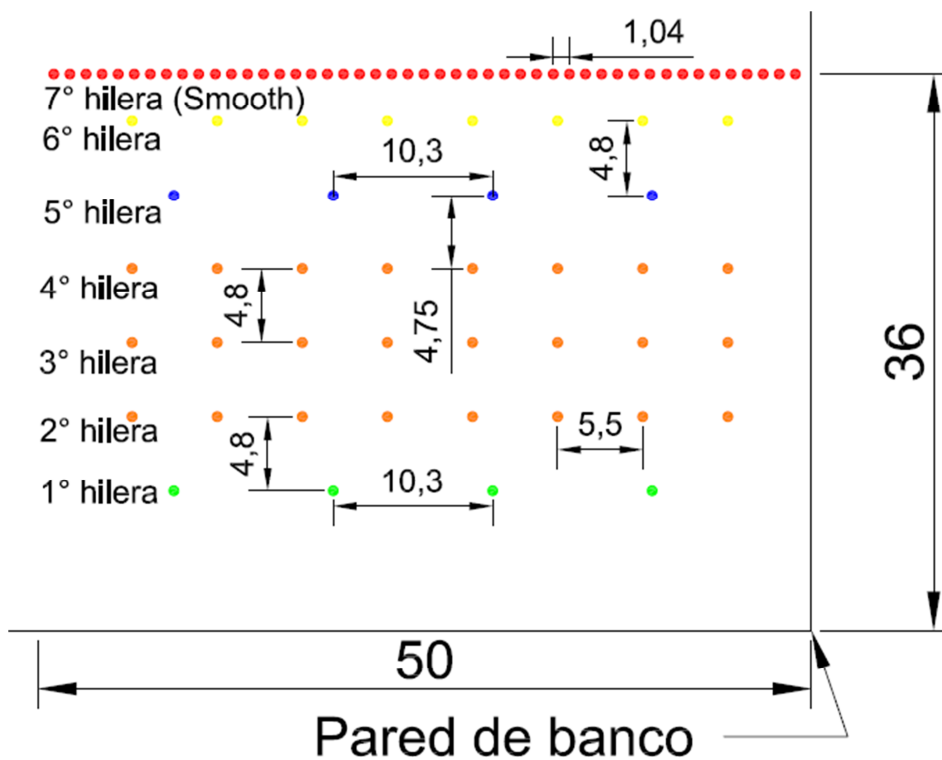


Figura 36: Vista en planta diseño de tronadura optimizado con control de extensión de daño

A diferencia de la tronadura de pre-corte, la hilera de tiros más cercana a la nueva cara de banco, es perforada de acuerdo a la extensión del daño producido por esta y su espaciamiento sigue la razón $E/B = 0,8$ que fue detallada en el capítulo de antecedentes. Cabe destacar que los cambios realizados fueron realizados buscando mantener un perfil granulométrico adecuado, pero con el objetivo final de que la extensión de daño fuera la menor posible.

A continuación se detallan los cambios en la secuencia de iniciación de la tronadura de contorno para este caso.

3.1.4. Secuencia de iniciación de diseño optimizado

Los retardos entre tiros y entre hileras de tiros son los mismos usados anteriormente en los otros diseños de tronadura. La Tabla 22 muestra los retardos para los tiros de 45 [mm] de diámetro, que es la única hilera de tiros distinta a las anteriores. Los retardos de las primeras 4 hileras son similares a los usados previamente en los otros diseños, pero para las 3 hileras restantes se usa un retardo mayor entre estas. Para los tiros buffer de 311 [mm] de diámetro se usa un retardo de 148 [ms] entre hileras, mientras que para los de 165 [mm] se usa 79 [ms]. Para el retardo previo a la hilera *Smooth*, su máximo tiempo de retardo entre hileras calculado es de 21 [ms]; pero se usará 50 [ms] buscando lograr una mayor liberación de energía por la cara de banco creada con los tiros previos. Además, de acuerdo a las reglas generales que tiene el diseño Smoothwall, los tiros serán tronados simultáneamente al mismo retardo.

Tabla 22: Retardos para tronadura optimizada ($\phi=45$ [mm]), según metodología de Conya

T_h	Retardo por tiro [ms]	T_r	Retardo por hilera [ms]
6,5	7	6,5	8
5,5	6	8	10
4,5	5	11,5	15
3,5	4	16,5	21

Los resultados se encuentran separados en la Tabla 23 y Tabla 24, exhibidas a continuación.

Tabla 23: Retardos por tiro para tronadura optimizada

Número de Tiro	Retardo [ms]	Hilera	Número de Tiro	Retardo [ms]	Hilera
1	0	1	23	526	4
2	36	1	24	545	4
3	72	1	25	564	4
4	108	1	26	583	4
5	146	2	27	602	4
6	165	2	28	621	4
7	184	2	29	640	4
8	203	2	30	659	4
9	222	2	31	678	4
10	241	2	32	636	5
11	260	2	33	672	5
12	279	2	34	708	5
13	298	2	35	744	5
14	336	3	36	823	6
15	355	3	37	842	6
16	374	3	38	861	6
17	393	3	39	880	6
18	412	3	40	899	6
19	431	3	41	918	6
20	450	3	42	937	6
21	469	3	43	956	6
22	488	3	44	975	6

Tabla 24: Retardos por tiro para hilera de tiros *Smooth*

Número de Tiro	Retardo [ms]	Hilera	Número de Tiro	Retardo [ms]	Hilera
45	1025	7	60	1025	7
46	1025	7	61	1025	7
47	1025	7	62	1025	7
48	1025	7	63	1025	7
49	1025	7	64	1025	7
50	1025	7	65	1025	7
51	1025	7	66	1025	7
52	1025	7	67	1025	7
53	1025	7	68	1025	7
54	1025	7	69	1025	7
55	1025	7	70	1025	7
56	1025	7	71	1025	7
57	1025	7	72	1025	7
58	1025	7	73	1025	7
59	1025	7			

Con este detalle de los retardos entre tiros e hileras de tiros de todos los diseños de tronadura involucrados en los distintos diseños de pit (inicial y optimizado), es posible realizar la validación y posterior optimización. Este proceso necesita el cálculo de la envolvente económica final, para tener la altura total de los distintos perfiles a validar, las estructuras que afectan su estabilidad y las UGTB presentes en estos.

3.2. Cálculo de envolvente económica

Con los ángulos de diseño entregados para el caso de estudio (ver Figura 37) se calcula la envolvente económica a través del software MINESIGHT. Dicha envolvente permite obtener los perfiles para validar los ángulos de la Figura 37, además de los perfiles de aquellas zonas que presenten algún problema estructural mayor.

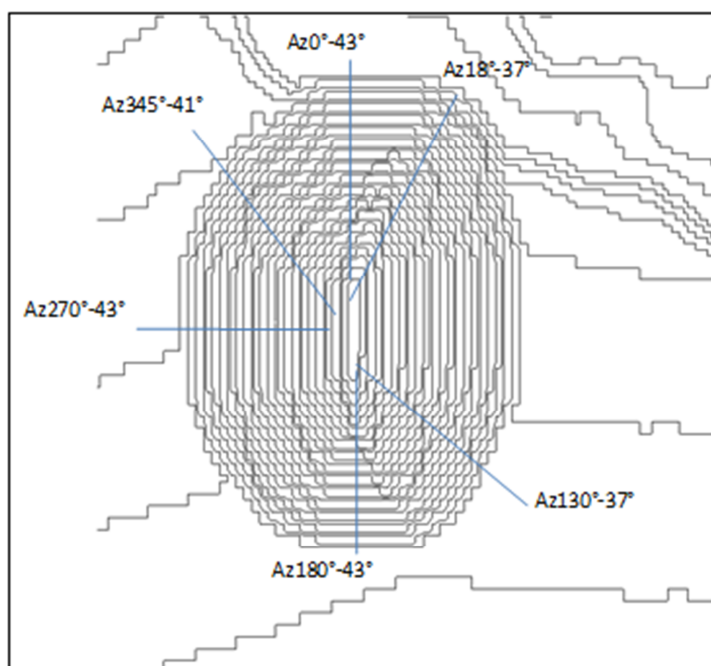


Figura 37: Ángulos de diseño para caso de estudio

En la Tabla 25 se encuentran los parámetros usados para el cálculo de la envolvente económica.

Tabla 25: Parámetros para cálculo de envolvente económica

Parámetro	Valor	Unidad
Precio Cobre	2,75	US\$/lb
Precio Plata	15,4	US\$/oz
Precio Molibdeno	30	US\$/kg
Descuento cobre	0,06	US\$/lb
Descuento plata	0,13	US\$/oz
Descuento molibdeno	3,05	US\$/kg
Costo Mina (Mineral y Lastre)	2,3	US\$/th
Costo Planta (Chancado más Concentradora)	8,76	US\$/ts
Recuperación	90	%
Tasa de actualización	8	%

Para evaluar los perfiles, se usarán las propiedades geomecánicas detalladas en las Tablas 26, 27, 28 y 29 agrupadas por el valor de su factor de perturbación (D). Estos valores son calculados a través del software RocLab modificando el factor antes nombrado.

Tabla 26: Propiedades Geomecánicas con factor D= 0

Unidad Geotécnica Básica	Hoek & Brown		
	m_b	s	a
Unidad Volcánica (UVO)	3,512	0,0039	0,506
Granodiorita MM (GMM)	1,592	0,0031	0,507
Basamento (BAS)	0,528	0,0013	0,511

Tabla 27: Propiedades Geomecánicas con factor D= 0,7

Unidad Geotécnica Básica	Hoek & Brown		
	m_b	s	a
Unidad Volcánica (UVO)	1,346	0,0007	0,506
Granodiorita MM (GMM)	0,586	0,0005	0,507
Basamento (BAS)	0,167	0,0002	0,511

Tabla 28: Propiedades Geomecánicas con factor D= 0,8

Unidad Geotécnica Básica	Hoek & Brown		
	m_b	s	a
Unidad Volcánica (UVO)	1,071	0,0005	0,506
Granodiorita MM (GMM)	0,462	0,0004	0,507
Basamento (BAS)	0,127	0,0001	0,511

Tabla 29: Propiedades Geomecánicas con factor D= 0,9

Unidad Geotécnica Básica	Hoek & Brown		
	m_b	s	a
Unidad Volcánica (UVO)	0,817	0,0004	0,506
Granodiorita MM (GMM)	0,348	0,0003	0,507
Basamento (BAA)	0,091	0,0001	0,511

Cabe destacar que las UGTB descritas en las tablas anteriores corresponden a las que participan mayormente en la estabilidad de las paredes del Pit Final.

Tanto para fallas mayores, como el resto de las estructuras presentes (estructuras menores y diaclasas), el criterio de falla a considerar será Mohr-Coulomb con cohesión (c) igual a 10 [kPa], ángulo de fricción (ϕ) de 25° y un espesor de 20 [m]. Estos valores son adoptados debido a que no se tiene información al respecto (condición de superficies, relleno, ni condición de relleno) y corresponden a valores conservadores.

Si bien, los factores de seguridad usados en labores mineras son 1,3 para condiciones normales, es decir estáticas y 1,1 para condiciones sísmicas o dinámicas, se desea modificar sólo la

extensión del daño en la pared del talud, por lo que se buscará mantener una igualdad de condiciones entre cada caso (*Ceteris Paribus*, como fue nombrado previamente). En la validación del diseño inicial se medirán los factores de seguridad (FS), y se respetarán estos como límite para el proceso de optimización. Además se indicarán los casos donde se obtengan valores inferiores a los FS usados regularmente en labores mineras y se brindará alguna posible solución.

3.3. Validación diseño inicial y optimización

3.3.1. Validación diseño inicial

El procedimiento de validación recurre a un daño variable de acuerdo a la cercanía de la pared. La extensión considerada de acuerdo al criterio de falla de H&B es de 2 veces la altura de banco, lo que para este caso particular corresponde a 30 metros. Esta extensión de daño se separa en perfiles de daño de 10 metros cada uno, con factores D de 0,7, 0,8 y 0,9.

Los primeros 10 metros, con un valor D igual a 0,9, consideran un fuerte daño producido por tronadura y relajación de tensiones. Los siguientes 10 metros presentan un factor D de 0,8 que representa una zona de transición entre la zona afectada por tronadura en conjunto a relajación de tensiones y la zona afectada exclusivamente por relajación de tensiones. Finalmente los últimos 10 metros representan una zona afectada únicamente por relajación de tensiones, con un factor de 0,7.

Los siguientes gráficos muestran la evolución de la resistencia de cada UGTB con respecto al perfil de daño correspondiente.

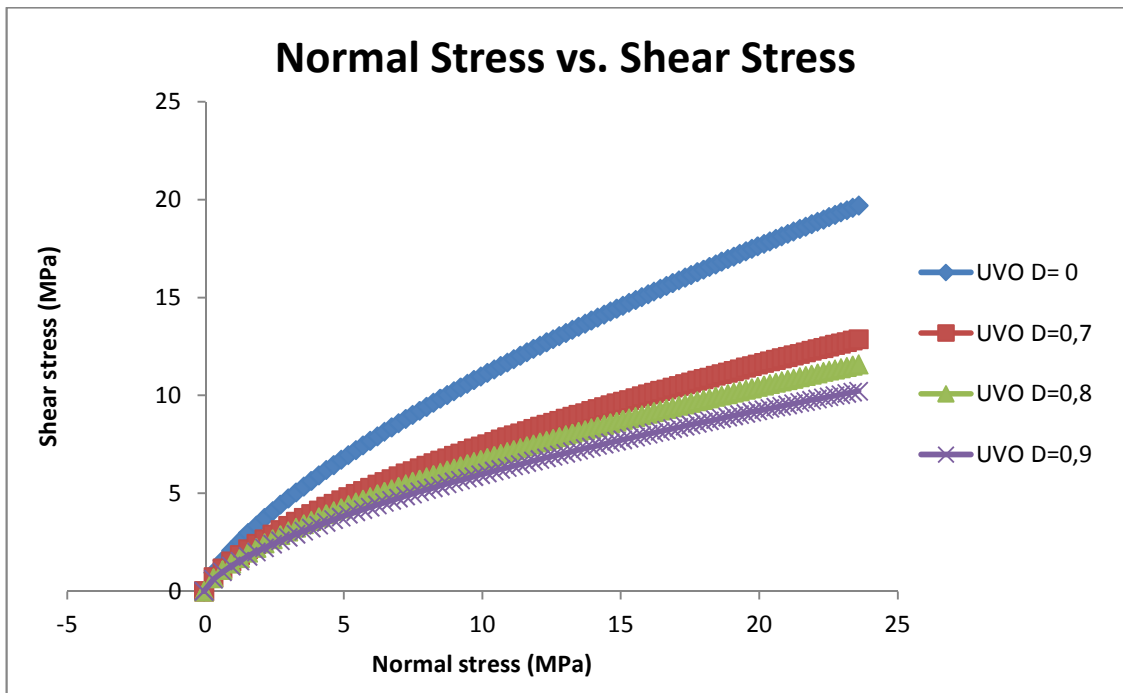


Gráfico 8: UGTB Unidad Volcánica

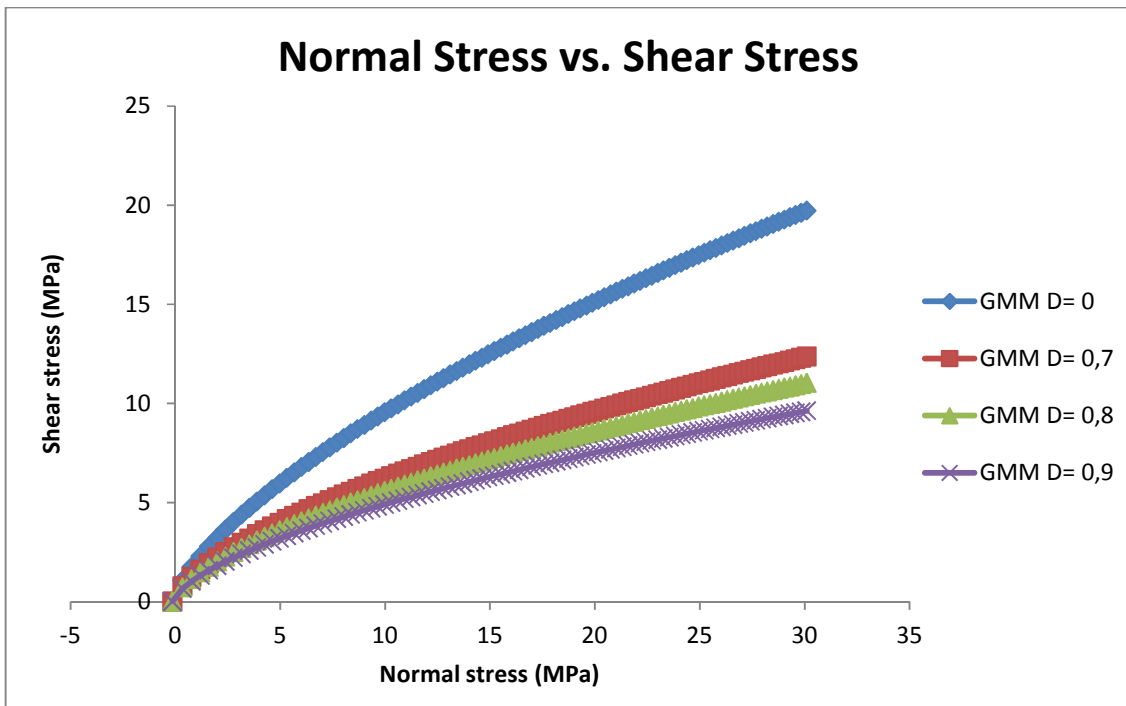


Gráfico 9: UGTB Granodiorita MM

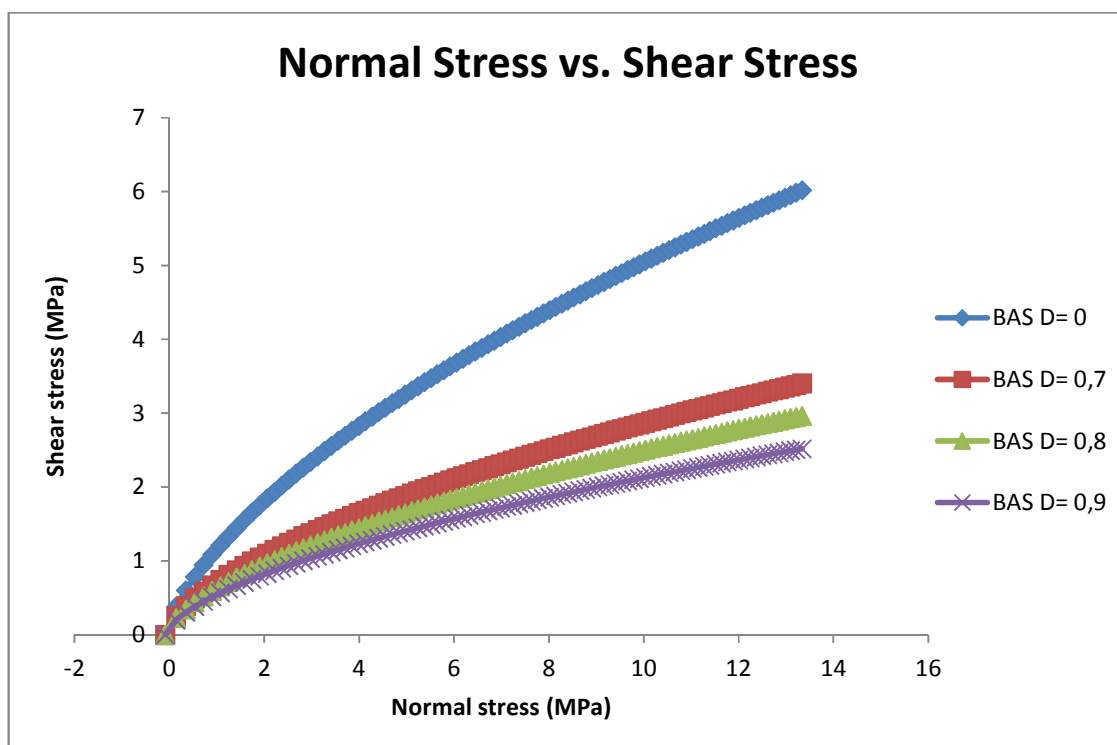


Gráfico 10: UGTB Basamento

Con las propiedades previamente descritas para cada perfil, se evalúan los perfiles presentados en la Figura 38 por medio del programa SLIDE. Estos perfiles fueron escogidos bajo 2 criterios, el primero es validar los ángulos del diseño inicial (es decir, los ángulos dispuestos en la Figura 37) y el segundo es para estudiar las zonas que necesitan mayor cuidado. Los resultados están dispuestos en la Tabla 30.

Tabla 30: Resultados de validación de diseño inicial

Perfil	FS Estático (>1,3)	FS Dinámico (>1,1)	Ángulo global	Cumple criterio de aceptabilidad
1	2,422	1.865	30°	Sí
2	1,543	1,201	38°	Sí
3	2,287	1,543	29°	Sí
4	2,560	2,016	43°	Sí
5	2,250	1,815	43°	Sí
6	2,089	1,685	43°	Sí

Cabe destacar que en la validación realizada, los perfiles 3 y 4 presentan zonas con cuñas formadas por las estructuras presentes en el sector. El perfil 3 presenta una estructura menor que forma una cuña, con una superficie de falla con un FS de 1,141 en la zona superior del talud (Figura 39). En este caso es posible fortificar y mantener un monitoreo de la zona. En el caso del

perfil 4 (Figura 40), es similar al perfil 3, pero con un valor de 0,8 lo que obliga a correr la pared para sanear el sector.

Las respectivas figuras que respaldan los resultados de la Tabla 30 se encuentran en el capítulo de Anexos.

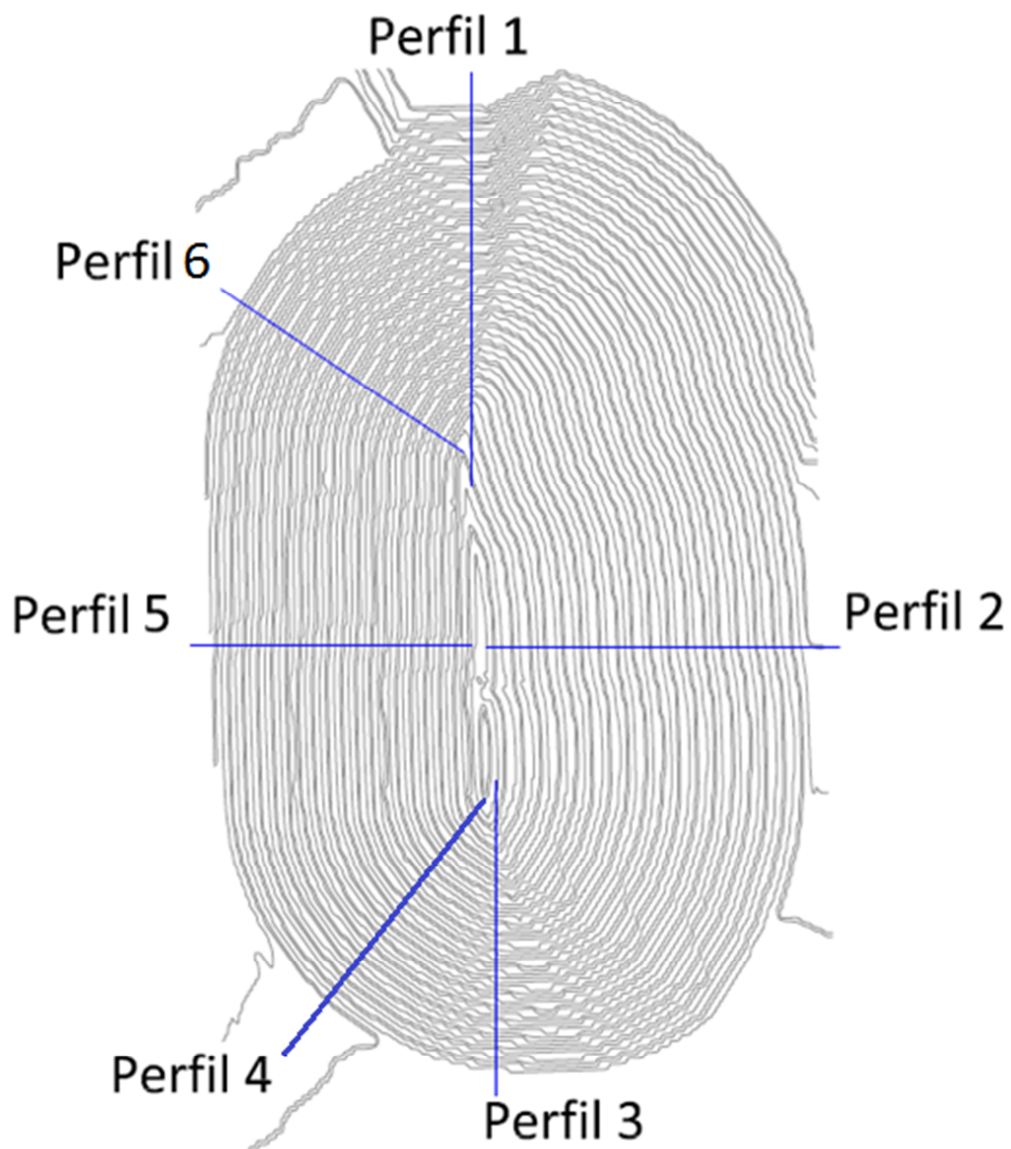


Figura 38: Perfiles a validar y optimizar

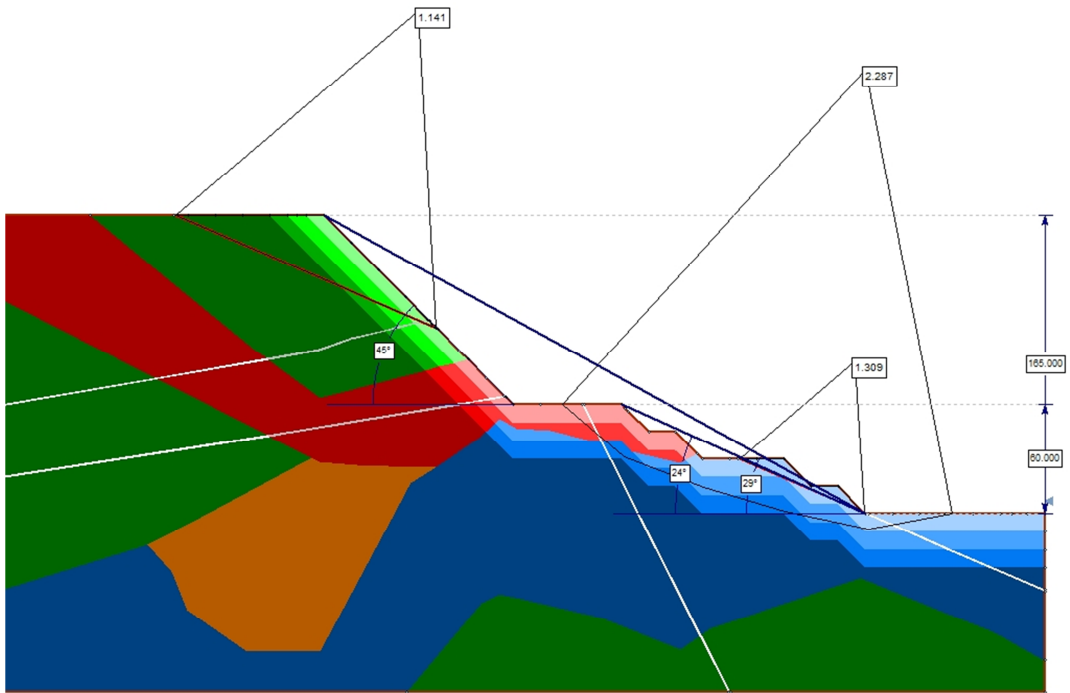


Figura 39: Valor FS cuña Perfil 3

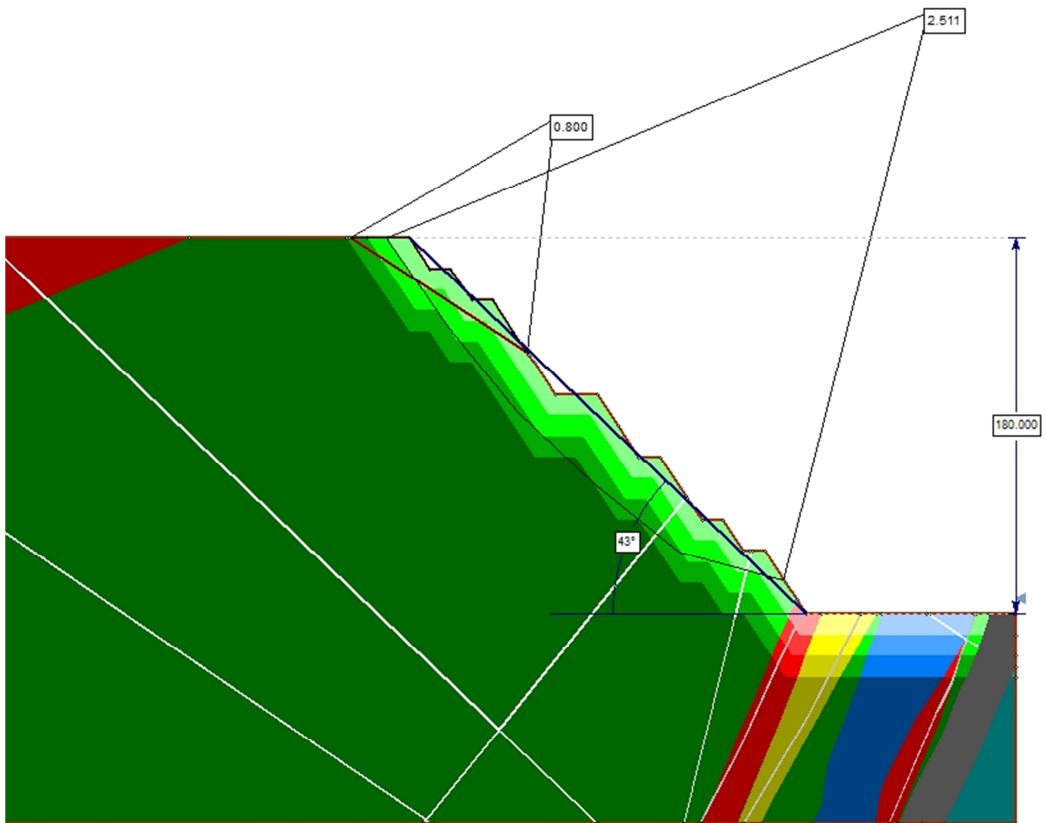


Figura 40: Valor FS cuña Perfil 4

3.3.2. Optimización de diseño

Una vez determinado el diseño de la tronadura y su secuencia de detonación, es posible modificar el daño variable considerado en un principio para el diseño de Pit Final. El diseño de la tronadura y su secuencia de detonación, calculado en las secciones anteriores de este capítulo permiten modificar los perfiles de daño dispuestos para la validación de la roseta de ángulos del diseño inicial. Para el proceso de optimización se toma un factor $D= 0,7$ que corresponde sólo a liberación de tensiones.

A través del programa SLIDE, se aumentan los taludes globales hasta lograr igualar los FS estáticos medidos con la configuración inicial. Los resultados obtenidos para cada perfil se encuentran resumidos en la Tabla 31, en conjunto al aumento de ángulo. Al igual que en el diseño inicial, estos resultados están respaldados con sus respectivas imágenes en el capítulo de Anexos.

Tabla 31: FS y aumento de talud global

Perfil	FS Estático (>1,3)	FS Dinámico (>1,1)	Aumento de Talud Global
1	2,475	1,927	2°
2	1,568	1,236	1°
3	2,467	1,756	0°
4	2,517	2,030	0°
5	2,244	1,814	3°
6	2,218	1,794	2°

De los 6 perfiles estudiados, para solo 3 de ellos fue posible aumentar su ángulo global entre 2° a 3°. En el perfil 2 fue posible aumentar 1°, pero dado que la calidad de la roca es baja, el riesgo asociado es mayor que el resto de los perfiles, por lo que se mantuvo igual.

Los perfiles 3 y 4, si bien la roca presente es de buena calidad, las estructuras forman cuñas que afectan la estabilidad del sector y no permiten aumentar el ángulo global. Sólo es posible aumentar ciertos ángulos inter-rampas.

Con esta nueva roseta de ángulos es posible realizar un nuevo cálculo de tonelaje, para posteriormente comparar económicamente ambas configuraciones.

Cabe destacar que los FS obtenidos tanto en el diseño inicial como en el diseño optimizado, son valores bastante elevados y muy por sobre los valores de diseño normalmente usados. Por este motivo y de acuerdo a casos en que previamente se han levantado taludes globales, se realiza el ejercicio de aumentar en 5° los ángulos globales de los perfiles que así lo permiten. Los FS obtenidos se encuentran en la Tabla 32 y al igual que los casos anteriores, las imágenes que respaldan los resultados están en el capítulo de Anexos.

Tabla 32: FS obtenidos para aumento en 5°

Perfil	FS Estático (>1,3)	FS Dinámico (1,1)	Aumento de Talud Global
1	1,922	1,539	5°
5	2,019	1,659	5°
6	2,021	1,744	5°

Con estos 3 casos (Diseño Inicial, Diseño Optimizado y Diseño Optimizado 5°), es posible realizar una comparación económica para determinar cuál opción es mejor. En el siguiente capítulo se dejará en claro cuáles serán las condiciones de operación, equipos, ritmos de producción, etc., aplicados y los mayores cambios que involucra implementar este nuevo diseño de tronadura.

4. EVALUACIÓN ECONÓMICA

Esta evaluación económica estará centrada en determinar los mayores cambios de implementar la tronadura optimizada que considera la extensión de daño producida a la pared del talud. Se realizará una mayor inversión, dado que existe un diámetro extra de perforación y menor de lo normalmente usado en minería a cielo abierto.

El sistema de perforación en minería a cielo abierto normalmente usado es de rotación, por el gran tamaño de los diámetros de perforación. Para un tiro de 45 [mm] de diámetro del sistema de perforación debe ser de percusión, con modalidad funcional convencional (Top-Hammer); lo que justifica la compra de un modelo distinto de equipo.

Operativamente hablando, el equipo escogido (FlexiRoc T20 R, de Atlas Copco) no produce mayores interferencias por su menor tamaño y movilidad. En cuanto a costos de operación, son similares, la variación entre el diseño inicial y los diseños optimizados no afectan mayormente.

A continuación se darán los supuestos y consideraciones base para realizar la comparación entre los 3 casos. Mientras que en el capítulo siguiente de resultados se detallan los costos y los indicadores económicos obtenidos que serán útiles para comparar los distintos diseños.

4.1. Consideraciones y supuestos de la comparación económica

4.1.1. Vida óptima mina

Como fue nombrado al principio del capítulo 3, se usa el programa MINESIGHT para obtener la envolvente económica, y la cubicación de las fases de cada caso. Al obtener el tonelaje total de las reservas mineras, se realiza un ejercicio simple para determinar la vida de la mina. Se considera la inversión de planta, el mineral, estéril, relación estéril-mineral (REM), ley media equivalente y precio del cobre para realizar cálculo de valor actual neto (VAN) para una cantidad variable de años. La Tabla 33 muestra la información descrita previamente, mientras que el Gráfico 11 muestra los resultados obtenidos de este ejercicio. Esto permite comparar de acuerdo a las reservas los distintos escenarios de procesamiento de mineral y conjuntamente la cantidad de años asociados, lo que permite estimar la vida óptima de la mina.

Tabla 33: Parámetros cálculo vida optima mina

	Cantidad	Unidad
Mineral	22.387.953	[ton]
Estéril	86.543.037	[ton]
Relación Estéril-Mineral	3,87	
Ley Media Equivalente	1,02	%
Ley Corte	0,21	%
Inversión Planta	30000	[US\$/tpd _{MINERAL}]

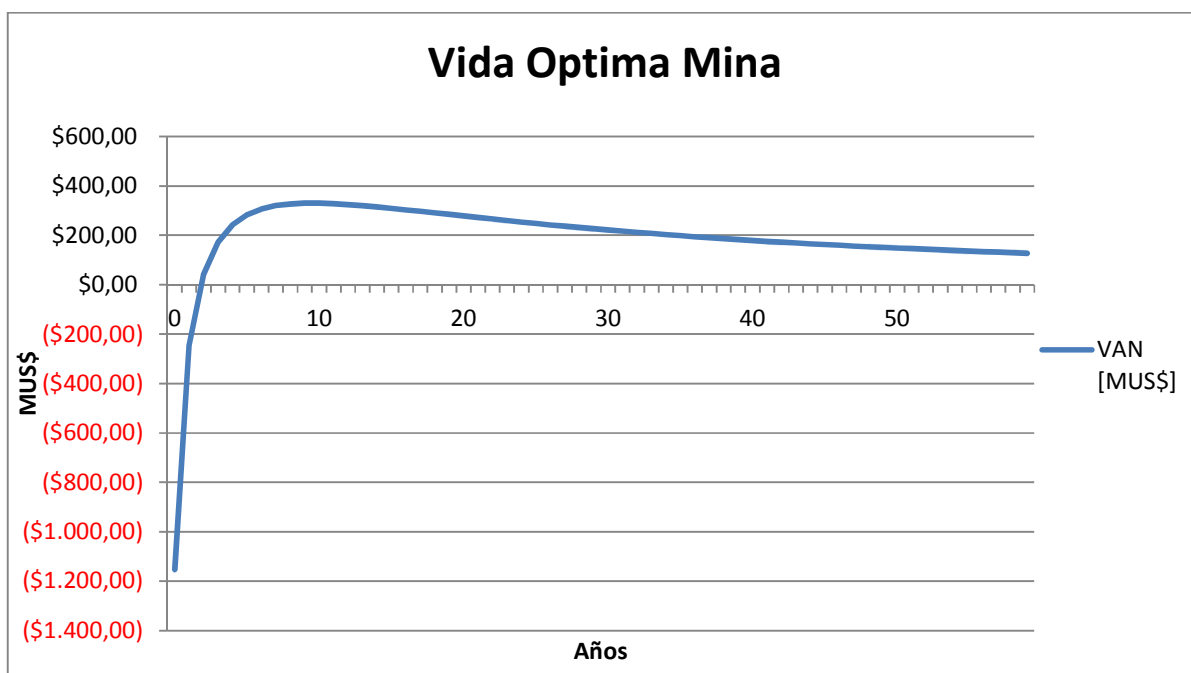


Gráfico 11: Vida óptima de mina

Con este ejercicio simple se determina que la mina tendrá una vida de 14 años, con un ritmo de explotación de 5.000 toneladas por día ([tpd]). Esta cantidad de años y ritmo de producción se mantendrá igual para cada caso. Posterior a esto, se procede a obtener las fases que se usarán para conformar los planes mineros de cada caso.

4.1.2. Fases

Para obtener las fases, se realiza por medio del programa MINESIGHT un proceso de iteración, variando el precio del cobre y obteniendo nuevas envolventes económicas, las cuales permiten obtener posibles fases. Esta variación parte con un precio de 1 [US\$/libra] y aumenta en 5 [cUS\$], hasta alcanzar el valor máximo incluido los descuentos mostrados en la Tabla 25 (2,69 [US\$/libra]). Por lo tanto se obtienen 35 envolventes para la elección de fases. Para la evaluación económica se considera una ley equivalente de cobre, con el propósito de incluir las leyes de molibdeno y plata presentes en las reservas.

El criterio elegido para determinar las fases fue de acuerdo al tonelaje de mineral. El objetivo es que cada una alcanzara aproximadamente para 2 años de producción. Por lo tanto, se busca que cada una contenga aproximadamente 3,6 millones de toneladas de mineral, lo que nos permitiría obtener alrededor de 6 fases. En la Tabla 34 se exhibe un resumen de la información de cada fase.

Tabla 34: Resumen Fases

Fase	Mineral [ton]	Estéril [ton]	Ley de Cu [%]	Ley de Mo [ppm]	Ley de Ag [ppm]	Ley de Cu _{EQ} [%]	REM
1	4.226.183,00	6.049.072,00	1,34	39,42	13,36	1,47	1,43
2	3.774.404,00	11.403.550,00	0,86	45,32	10,41	0,96	3,02
3	4.498.088,00	15.857.874,00	0,74	68,86	8,74	0,83	3,53
4	4.595.825,00	22.449.508,00	0,86	72,43	9,21	0,96	4,88
5	2.795.395,00	15.389.215,00	0,80	78,86	8,41	0,90	5,51
6	2.495.011,00	15.375.208,00	0,83	66,57	8,63	0,92	6,16
Total	22.384.906,00	86.524.427,00	0,92	61,06	9,94	1,02	3,87

El reporte obtenido para la cubicación de cada fase contiene la información de cada banco contenido, por lo tanto, es posible realizar un plan minero con esta información.

4.1.3. Plan minero

Los planes mineros fueron realizados buscando mantener una relación estéril mineral constante a través de los años.

Es posible apreciar que existe un crecimiento bastante elevado a medida que se avanza en las fases, lo que se ve reflejado en el crecimiento de la Relación Estéril Mineral (REM). Particularmente, la fase 4 contiene una elevada cantidad de estéril, lo que representa un inconveniente para mantener la REM durante la producción. Por este motivo, se decide en cada plan minero realizar un Ramp-up de alimentación a planta de 2 años (50% el primer año y 75% el segundo), manteniendo la relación estéril mineral de cada caso. A contar del 4° año, se aumenta el movimiento mina a 25.000 [tpd] (REM = 4) y se mantiene este régimen hasta el 9° año; lo que permite empezar a mover estéril previamente para en el futuro poder acceder al mineral y no tener un aumento de producción en los últimos años de la faena, lo que implicaría una inversión mayor de equipos.

4.1.4. Inversión de planta y costos

El fin de esta comparación económica es determinar cómo repercute el implementar una nueva tronadura de contorno, por lo tanto estiman los costos de planta y su inversión realizando benchmarking. En cada caso, la alimentación a planta permanece constante, por lo tanto, se considera una inversión de US\$ 30.000.- por tonelada procesada.

Esta inversión considera una planta para la obtención de concentrado de cobre, con plata contenida dentro de este. La obtención de molibdeno como concentrado independiente comienza a partir del 6° año, cuando la ley de este elemento aumenta considerablemente y entrega una mayor rentabilidad a cada caso. Para esto, se estima una nueva inversión de US\$ 15.000.- por tonelada procesada y al igual que la primera inversión se divide en 2 años.

El realizar las inversiones de planta en 2 años permite afectar menos a los indicadores económicos del proyecto (VAN e IVAN).

Para los costos de planta, al no existir variación entre cada caso, permanecen iguales y se considerará el valor usado para la primera evaluación económica. A diferencia de los costos de planta, los costos de mina sufren una pequeña variación. En la siguiente sección, se abordará el tema con un mayor detalle.

4.1.5. Inversión mina y costos

La inversión mina es principalmente de equipos, lo que varía en cada caso. Al usar una REM constante de movimiento mina, el tener menos estéril implica que los primeros años se requerirán una menor cantidad de equipos; disminuyendo la inversión en los primeros años de operación. Los equipos considerados se encuentran en la Tabla 35, con su respectivo valor.

Tabla 35: Equipos evaluación económica

Equipo	Modelo	Fabricante	Precio	Moneda
Cargador Frontal Mineral	CAT-988H	Caterpillar	1.300.000,0	[US\$]
Cargador Frontal Estéril	CAT-992K	Caterpillar	1.855.000,0	[US\$]
Camión de Carguío	CAT-770G	Caterpillar	1.750.000,0	[US\$]
Perforadora Producción/Contorno	CAT-MD6420B	Caterpillar	6.045.000,0	[US\$]
Perforadora Optimización	FlexiROC T20 R	Atlas Copco	1.000.000,0	[US\$]
Bulldozer	CAT-D6N	Caterpillar	1.040.000,0	[US\$]
Wheeldozer	CAT-814F	Caterpillar	1.175.000,0	[US\$]
Motoniveladora	CAT-12M3	Caterpillar	1.500.000,0	[US\$]
Camión Regador	CAT-777B	Caterpillar	943.800,0	[US\$]

Para los costos de mina, estos fueron entregados dentro de los antecedentes del caso base. El detalle de los costos por cada caso se encuentra en la Tabla 47. De estos 8 ítems detallados, los costos por tonelada perforada y tronada sufren modificaciones

4.1.6. Consideraciones operacionales

Las dimensiones utilizadas para los diseños de tronadura comprenden un banco de 15 metros. Los equipos escogidos para operar la mina, buscan tener un rendimiento acorde a la producción; es por este motivo que se utilizan cargadores frontales en vez de palas. Las dimensiones de estos equipos son mucho menores que la altura del banco, lo que implica un riesgo mayor en el caso de que algún banco falle. Por esta razón se decide tronar los bancos a 15 metros, pero operarlos a 7,5. Esto repercute en los costos de operación de los equipos de apoyo, los cuales deben además de preparar y mantener las rampas, preparar la zona tronada para las labores posteriores y se refleja en un aumento del 20% respecto al valor original.

Para el cálculo de rendimientos, se usará la norma ASARCO, considerando un 85% de Factor Operacional, Disponibilidad Física y Utilización. Particularmente para el caso de los camiones, es necesario complementar con los tiempos de viaje. Estos son calculados a través del plan minero, estimando el banco promedio al cual se trabajó ese año. Además, dado que no se operativiza el rajo, se estima una distancia de 1 [km] de viaje a planta y 1 [km] de viaje a botadero.

Otra consideración operacional a considerar es la cantidad de tronaduras de contorno realizadas. Con el diseño inicial, se extrajeron archivos .dxf de AUTOCAD, con el fin de medir el contorno por nivel. A través de este ejercicio se estimó que un 40% de las tronaduras corresponden a tronadura de contorno.

4.2. Dimensionamiento de equipos

4.2.1. Match pala-camión

A. Cargador frontal de mineral

Usando los parámetros de la Tabla 36, se procede a calcular la Carga Efectiva

Tabla 36: Factores y parámetros CAT-988H

Cargador Frontal	CAT - 988H
Factores y Parámetros	
Capacidad del balde [yd ³]	8,3
Capacidad del balde [m ³]	6,35
Factor de llenado [%]	0,9
Esponjamiento	0,3
Densidad	2,5
Carga Efectiva [ton]	11,0
Ciclo Carguío [min]	1

$$Carga\ efectiva = \frac{Capacidad * Factor\ de\ Llenado * Densidad}{(1 + Esponjamiento)}$$

Posterior a esto se la cantidad de paladas necesarias para cargar el camión de carguío.

$$N^{\circ}\ Paladas = \frac{Capacidad\ Camión}{Carga\ Efectiva} = \frac{45}{11} \cong 4\ paladas$$

B. Cargador frontal de estéril

De manera similar, se calcula la Carga Efectiva del cargador frontal de estéril. Los resultados se encuentran en la Tabla 37

Tabla 37: Factores y parámetros CAT-992K

Cargador Frontal	CAT - 992K
Factores y Parámetros	
Capacidad del balde [yd ³]	15
Capacidad del balde [m ³]	11,47
Factor de llenado [%]	0,9
Esponjamiento	0,3
Densidad	2,5
Carga Efectiva [ton]	19,8
Ciclo Carguío [min]	1

$$N^{\circ}\ Paladas = \frac{Capacidad\ Camión}{Carga\ Efectiva} = \frac{45}{19,8} \cong 2\ paladas$$

C. Camión de carguío

La Tabla 38 contiene los factores y parámetros usados para el cálculo de Carga Efectiva.

Tabla 38: Factores y parámetros CAT-770G

Camión	CAT - 770G
Factores y Parámetros	
Capacidad Camión [ton]	45
Factor de llenado Camión	98%
Capacidad Camión Efectiva [ton]	44,1
Carga Efectiva Camión [ton]	43,9

La Carga Efectiva se calcula como el mínimo entre la Capacidad de Camión Efectiva y la Carga Efectiva del Cargador Frontal y el número de paladas.

El cálculo de camiones debe comprender además del cálculo de capacidad, el cálculo de tiempos de viaje y carguío. La Tabla 39 y la Tabla 40 tienen los tiempos de carguío y las velocidades estimadas para los viajes realizados.

Tabla 39: Tiempos de carguío camión

Mineral	
Tiempo carguío camión (min)	4,5
Tiempos maniobras (min)	0,8
Total tiempo de ciclo de carga (min)	5,3
Estéril	
Tiempo carguío camión (min)	2,5
Tiempos maniobras (min)	0,8
Total tiempo de ciclo de carga (min)	3,3

Tabla 40: Velocidades estimadas camión

Velocidad Camiones	[km/hr]
Horizontal Cargado	42
Horizontal Vacío	47
Subiendo Cargado	12,5
Bajando Vacío	34

4.2.2. Perforadoras

Conociendo el diseño de tronadura de cada caso, es posible estimar su tonelaje y metros a perforar. A partir de esto, es posible estimar la cantidad de tronaduras necesarias por año.

Conociendo las especificaciones de cada equipo de perforación, se aplica lo descrito en los apuntes de clases del Profesor Jaime Chacón (1998), se calculan los rendimientos de cada

perforadora. Las Tablas 41, 42 y 43 contienen las velocidades de perforación para cada diámetro utilizado en los diferentes diseños.

Tabla 41: Rendimientos de perforación equipo CAT - MD6420B con diámetro de 311 [mm]

Equipo	MD6420B	
Potencia	216,00	[kW]
	290,00	[hp]
W0	1.305.000,00	[kg*m/min]
Área de perforación	759,64	[cm ²]
Pérdidas por transmisión	0,70	
Eva	20,67	
Velocidad de perforación	58,18	[cm/min]
	34,91	[mb/hr]

Tabla 42: Rendimientos de perforación equipo CAT-MD6420B con diámetro de 165 [mm]

Equipo	MD6420B	
Potencia	216,00	kW
	290,00	hp
W0	1.305.000,00	[kg*m/min]
Área de perforación	213,82	[cm ²]
Pérdidas por transmisión	0,70	
Eva	20,67	
Velocidad de perforación	206,69	[cm/min]
	124,01	[mb/hr]

Tabla 43: Rendimientos de perforación equipo Atlas Copco FlexiROC T20 con diámetro de 45 [mm]

Equipo	FlexiROC T20	
Potencia	11,00	kW
	14,75	hp
W0	66.375,00	[kg*m/min]
Área de perforación	15,90	[cm ²]
Pérdidas por transmisión	0,70	
Eva	20,67	
Velocidad de perforación	141,33	[cm/min]
	84,80	[mb/hr]

Con esta información se calcula el tiempo necesario para perforar cada diseño. Para una tronadura de producción se necesita 8,11 [hr], mientras que para una tronadura de Pre-Corte se necesitan 11,38 [hr]. Finalmente, la tronadura optimizada necesita 14,01 [hr]. En la Tabla 44 se encuentra el tonelaje de acuerdo a las dimensiones de tronadura.

Tabla 44: Dimensiones y tonelaje para diseños de tronadura

Dimensiones de tronaduras	
Ancho [m]	36
Largo [m]	50
Alto [m]	15
Volumen [m ³]	27.000
Densidad roca [ton/m ³]	2,5
Tonelaje por tronadura [ton]	67.500

4.2.3. Equipos de apoyo

Estos equipos han sido estimados de manera simple, dado que no conforman un mayor cambio a la evaluación económica.

- Bulldozer: corresponde a 1 por Pala, lo que en este caso corresponde a 1 por cargador frontal.
- Wheeldozer: 1 cada 2 perforadoras.
- Motoniveladora: 1 cada 8 camiones.
- Camión Regador: 1 por cada motoniveladora.

Los resultados del dimensionamiento de equipos se encuentran detallados en el capítulo de Anexos, bajo el mismo nombre.

4.3. Cálculo de costos de perforación y tronadura

La Tabla 45 presenta los consumos y costos relacionados con la tronadura. El consumo de ANFO está ligado a las dimensiones de tiro y la cantidad de estos por cada diseño de tronadura. El consumo de ANFO de cada diseño se encuentra detallado junto con costos por tonelada en el capítulo de Anexos.

Tabla 45: Consumos y costos de tronadura

Explosivo		Precio			
Precio ANFO	600	[US\$/ton]			
Iniciadores y Accesorios		Precio		Consumo	
Iniciadores	9	[US\$/un]		1 por tiro (+10%)	
Accesorios	9	[US\$/un]		2 por tiro (+10%)	
Mano de Obra		Sueldo Anual			
Operador	47,61	[kUS\$]			

La Tabla 46 detalla los consumos de perforación y sus costos asociados considerados para el cálculo de costos.

Tabla 46: Consumos y costos de perforación

Suministros	[US\$/m ³]	Consumo	
Agua	0,5	2,5	m ³ /hr
Lubricantes	[US\$/lt]	Consumo	
Lubricantes	1,7	1,5	lts/hr
Aceros de Perforación	Precio Unitario [US\$]	Vida Útil [m]	[US\$/m]
Amortiguador	23000	180000	0,13
Adaptador	2600	40000	0,07
Barra Seguidora	8500	40000	0,21
Barra Patera	7750	30000	0,26
Anillo Guía	2000	30000	0,07
Adaptador de Tricono	3500	20000	0,18
Tricono	3485	2500	1,39
Mano de Obra		Sueldo Anual	
Operador		86,96	[kUS\$]

Tras detallar las consideraciones y supuestos, el dimensionamiento de equipos, conjuntamente con el cálculo de costos, se presentará a continuación los resultados obtenidos para cada caso. Posteriormente se entregarán las conclusiones de obtenidas, enfatizando los pro y contra de aplicar esta metodología.

5. RESULTADOS

En este capítulo se entregan los resultados obtenidos de las evaluaciones económicas para los 3 diseños considerados (inicial, optimizado, optimizado en 5°). En un principio se calculan los costos de mina por tonelada, con un énfasis en los ítems que varían respecto al caso base. Posteriormente se presenta un resumen de los planes mineros obtenidos en cada diseño, para finalmente presentar los resultados obtenidos de los flujos de caja y los indicadores económicos (VAN, IVAN y TIR) que nos permitirán realizar la comparación.

5.1. Costos

La Tabla 47 muestra los costos de mina por tonelada y su variación para cada diseño. Como fue mencionado anteriormente, las modificaciones de diseño a nivel de mina involucran un cambio en la perforación y tronadura, lo que es posible apreciar en la variación de costos por tonelada. Los costos de los 6 ítems restantes permanecen constantes, independientes del diseño, lo que nos permite realizar un benchmarking y estimar estos valores de otros proyectos realizados por JRI Ingeniería.

Tabla 47: Resumen costos mina por tonelada

Ítem	Diseño Inicial	Diseño Optimizado	Diseño Optimizado 5°
	Costos Mina [US\$/ton]	Costos Mina [US\$/ton]	Costos Mina [US\$/ton]
Supervisión	0,06	0,06	0,06
Carguío	0,11	0,11	0,11
Transporte	1,54	1,54	1,54
Perforación	0,031	0,040	0,040
Tronadura	0,116	0,123	0,123
Apoyo	0,20	0,20	0,20
Servicios Terceros	0,11	0,11	0,11
Gastos Generales	0,09	0,09	0,09
TOTAL (US\$/t)	2,261	2,278	2,278

En el capítulo de Anexos se encuentran las tablas respectivas con el resumen de los costos de mina totales, para cada diseño.

A continuación se presenta con mayor detalle la variación de costos de los ítems tronadura y perforación.

5.1.1. Tronadura

Los resultados obtenidos para los distintos diseños se encuentran en las Tablas 48 a la 53.

Tabla 48: Resultado costos de tronadura diseño producción

	Diámetro	311	[mm]
N° de hileras		4	
N° de tiros por hilera		4	
Total tiros		16	
Metros a barrenar		283,2	[m]
Tiempo		8,1	[h]
Área tiro ($\phi= 311$ [mm])		0,1	m2
Volumen de carga		0,9	m3
Kg ANFO por tiro		736,2	kg
Kg ANFO por tiro de Producción		11779,1	kg
Factor de Carga		0,2	kg/ton
Kg ANFO		11779,1	kg
Iniciadores		17,6	un
Accesorios		35,2	un
Costo Explosivo por tiro de producción		7067,4	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción		158,4	[US\$]
Costo Accesorio por tiro de producción		316,8	[US\$]
TOTAL [US\$]		7542,6	[US\$]

Corresponde a un total de 0,11 [US\$/ton] para las tronaduras de producción.

Tabla 49: Resultado costos tronadura de diámetro de 311 [mm] diseño de pre-corte

	Diámetro	311	[mm]
N° de hileras		3	
N° de tiros por hilera		4	
Total tiros		12	
Metros a barrenar		212,4	[m]
Tiempo		6,1	[h]
Área tiro normal		0,1	m2
Área de carga tiro buffer		0,02	m3
Volumen de carga tiro normal		0,9	m3
Volumen de carga tiro buffer		0,2	m3
Kg ANFO por tiro completo		736,2	kg
Kg ANFO por tiro buffer		207,2	kg
Kg ANFO por tiro de producción		6718,4	kg
Factor de Carga		0,2	kg/ton
Kg ANFO		6718,4	kg
Iniciadores		13,2	un
Accesorios		26,4	un
Costo Explosivo por tiro de producción		4031,1	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción		118,8	[US\$]
Costo Accesorio por tiro de producción		237,6	[US\$]
TOTAL [US\$]		4387,5	[US\$]

Tabla 50: Resultado costos de tronadura diámetro de 165 [mm] diseño pre-corte

Diámetro	165	[mm]
N° de hileras	2	
N° de tiros hilera acoplada	9	
N° de tiros hilera pre-corte	31	
Total tiros	40	
Metros a barrenar	657,3	[m]
Tiempo	5,3	[h]
Área tiro normal	0,02	m2
Área de carga tiro buffer	0,01	m3
Volumen de carga tiro normal	0,3	m3
Volumen de carga tiro buffer	0,1	m3
Kg ANFO por tiro completo	237,9	kg
Kg ANFO por tiro buffer	70,8	kg
Kg ANFO por tiro de producción	4335,8	kg
Kg ANFO	4335,8	kg
Iniciadores	44,0	un
Accesorios	88,0	un
Costo Explosivo por tiro de producción	2601,5	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción	396,0	[US\$]
Costo Accesorio por tiro de producción	792,0	[US\$]
TOTAL [US\$]	3789,5	[US\$]

Esto entrega un total de 0,12 [US\$/ton] para la tronadura de pre-corte.

Tabla 51: Resultados costos tronadura diámetro 311 [mm] diseño con control de extensión de daño

Diámetro	311	[mm]
N° de Hileras	2	
N° de Tiros por Hilera	4	
Total Tiros	8	
Metros a Barrenar	130,8	[m]
Tiempo	3,7	[h]
Área Tiro Normal	0,1	m2
Área Tiro Buffer	0,02	m3
Volumen de Carga tiro Normal	0,9	m3
Volumen de Carga tiro buffer recortado	0,2	m3
Kg ANFO por tiro completo	736,2	kg
Kg ANFO por tiro recortado	158,2	kg
Kg ANFO por tiro de producción	3577,4	kg
Factor de Carga	0,2	kg/ton
Kg ANFO	3577,4	kg
Iniciadores	8,8	un
Accesorios	17,6	un
Costo Explosivo por tiro de producción	2146,5	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción	79,2	[US\$]
Costo Accesorio por tiro producción	158,4	[US\$]
TOTAL [US\$]	2384,1	[US\$]

Tabla 52: Resultado costos de tronadura de diámetro 165 [mm] diseño con control de extensión de daño

Diámetro	165	[mm]
N° de Hileras	4	
N° de Tiros por Hilera	9	
Total Tiros	36	
Metros a perforar	430,8	[m]
Tiempo	3,5	[h]
Área Tiro Normal	0,02	m2
Área Tiro Buffer	0,01	m3
Volumen de Carga tiro Normal	0,3	m3
Volumen de Carga tiro buffer recortado	0,1	m3
Kg ANFO por tiro completo	237,9	kg
Kg ANFO por tiro recortado	63,0	kg
Kg ANFO por tiro de producción	6991,4	kg
Kg ANFO	6991,4	kg
Iniciadores	39,6	un
Accesorios	79,2	un
Costo Explosivo por tiro de producción	4194,9	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción	356,4	[US\$]
Costo Accesorio por tiro de producción	712,8	[US\$]
TOTAL [US\$]	5264,1	[US\$]

Tabla 53: Resultado costos de tronadura diámetro de 45 [mm] diseño con control de extensión de daño

Diámetro	45	[mm]
N° de Hileras	1	
N° de Tiros por Hilera	48	
Total Tiros	48	
Metros a perforar	576	[m]
Tiempo	6,8	[h]
Área Tiro	0,00	m2
Volumen de Carga	0,02	m3
Kg ANFO por tiro	15,0	kg
Kg ANFO por tiro de producción	719,5	kg
Kg ANFO	719,5	kg
Iniciadores	52,8	un
Accesorios	105,6	un
Costo Explosivo por tiro de producción	431,7	[US\$]
Costo Iniciador y Accesorio por tiro de producción	475,2	[US\$]
Costo Accesorio por tiro de producción	950,4	[US\$]
TOTAL [US\$]	1857,3	[US\$]

Estos costos entregan un total de 0,14 [US\$/ton] para el diseño de tronadura sugerido

5.1.2. Perforación

Los resultados obtenidos para el diseño inicial se encuentran detallados en la Tabla 54

Tabla 54: Resultado costos de perforación diseño inicial

Suministros	Tronadura de Producción		Tronadura de Contorno	
Agua	10,1	[US\$]	14,2	[US\$]
Lubricantes				
Lubricantes	20,7	[US\$]	29,0	[US\$]
Aceros de Perforación				
Amortiguador	36,2	[US\$]	111,1	[US\$]
Adaptador	18,4	[US\$]	56,5	[US\$]
Barra Seguidora	60,2	[US\$]	184,8	[US\$]
Barra Patera	73,2	[US\$]	224,7	[US\$]
Anillo Guía	18,9	[US\$]	58,0	[US\$]
Adaptador de Tricono	49,6	[US\$]	152,2	[US\$]
Tricono	394,8	[US\$]	1212,3	[US\$]

Con estos valores, en conjunto con el costo de mano de obra entrega un total de 0,031 [US\$/ton].

Tabla 55: Resultado costos de perforación diseño con control de extensión de daño

Suministros	Tronadura de Producción		Tronadura de Contorno	
Agua	10,1	[US\$]	14,2	[US\$]
Lubricantes				
Lubricantes	20,7	[US\$]	29,0	[US\$]
Aceros de Perforación				
Amortiguador	36,2	[US\$]	145,4	[US\$]
Adaptador	18,4	[US\$]	73,9	[US\$]
Barra Seguidora	60,2	[US\$]	241,7	[US\$]
Barra Patera	73,2	[US\$]	293,9	[US\$]
Anillo Guía	18,9	[US\$]	75,8	[US\$]
Adaptador de Tricono	49,6	[US\$]	199,1	[US\$]
Tricono	394,8	[US\$]	1585,8	[US\$]

Finalmente al igual que los costos del diseño inicial, al agregar los costos de mano de obra se obtiene un total de 0,040 [US\$/ton].

5.2. Plan Minero

A continuación se presentan las Tablas 57, 58 y 59, las cuales contienen un resumen de los planes mineros obtenidos. La Tabla 56 muestra el cambio de REM entre los 3 casos.

Tabla 56: Tonelajes de casos de estudio

Diseño	Mineral	Estéril	REM	Diferencia Estéril con diseño inicial
Inicial	22.384.906	86.524.427	3,87	0
Optimizado	22.841.291	83.168.855	3,64	3.355.572
Optimizado en 5°	22.990.521	80.622.416	3,51	5.902.011

Cabe destacar que en el diseño inicial, por la gran cantidad de estéril obliga a aumentar el movimiento mina por sobre las 8 millones de toneladas el 9° año. El efecto se repite para el diseño optimizado, pero llegando a las 7,8 millones de toneladas el 11° año. En cambio, para el diseño optimizado en 5° el movimiento mina se mantiene según lo previsto. La disminución de lastre permite ajustar de mejor manera el plan minero.

Esta reducción de lastre se verá también reflejada en la adquisición de equipos y en el flujo de caja, que se presenta a continuación.

5.2.1. Diseño inicial

Tabla 57: Resumen plan minero diseño inicial

Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Mineral [kton]	900,0	1.350,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.260,0	874,9
Estéril [kton]	3.478,8	5.218,2	6.957,5	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	8.067,0	7.200,0	6.957,5	6.957,5	5.671,2	16,7
REM	3,87	3,87	3,87	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,48	4,00	3,87	3,87	4,50	0,02
Movimiento Mina [kton]	4.378,8	6.568,2	8.757,5	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.867,0	9.000,0	8.757,5	8.757,5	6.931,2	891,6
Ley Media Cu[%]	1,2	1,1	0,9	1,2	0,8	1,0	0,7	0,8	0,8	0,9	0,9	0,9	0,7	1,2
Ley Media Mo[ppm]	33,9	33,5	31,4	39,6	40,7	66,9	63,4	68,6	63,8	77,2	72,0	104,4	53,5	106,6
Ley Media Ag[ppm]	9,1	9,7	9,9	14,4	9,8	11,6	7,7	8,6	2,1	0,9	0,9	0,9	0,7	1,2
Finos Cu [kton]	10,1	13,8	14,9	18,9	13,2	15,9	10,9	13,7	12,8	14,6	14,1	14,8	7,9	9,1
Finos Mo [ton]	15,2	22,6	28,3	35,6	36,6	60,2	57,1	61,7	57,4	69,5	64,8	94,0	33,7	46,6
Finos Ag [ton]	6,2	9,8	13,3	19,4	13,3	15,6	10,3	11,7	2,8	1,2	1,2	1,2	0,7	0,8

5.2.2. Diseño Optimizado

Tabla 58: Resumen plan minero diseño optimizado

Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Mineral [kton]	900,0	1.350,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.350,0	1.241,3
Estéril [kton]	3.277,0	4.915,6	6.554,1	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.813,7	6.554,1	3.575,4	78,9
REM	3,64	3,64	3,64	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,34	3,64	2,65	0,06
Movimiento Mina [kton]	4.177,0	6.265,6	8.354,1	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.613,7	8.354,1	4.925,4	1.320,2
Ley Media Cu[%]	1,2	1,2	0,9	1,1	0,9	1,0	0,7	0,8	0,8	0,9	0,8	0,8	0,9	1,0
Ley Media Mo[ppm]	32,6	35,6	29,6	37,0	42,8	72,1	62,8	61,7	70,3	74,7	75,9	75,9	95,6	98,0
Ley Media Ag[ppm]	8,8	10,3	9,2	12,8	11,9	12,5	7,5	7,8	2,8	0,9	0,8	0,8	0,9	1,0
Finos Cu [kton]	9,8	14,5	14,1	17,5	15,3	16,7	10,9	12,6	13,3	14,8	13,6	12,8	10,8	11,3
Finos Mo [ton]	14,7	24,1	26,7	33,3	38,5	64,9	56,5	55,6	63,3	67,2	68,3	68,3	64,5	60,8
Finos Ag [ton]	6,0	10,5	12,4	17,3	16,0	16,9	10,1	10,5	3,8	1,2	1,1	1,1	0,9	0,9

5.2.3. Diseño Optimizado 5°

Tabla 59: Resumen plan minero diseño optimizado 5°

Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Mineral [kton]	900,0	1.350,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.800,0	1.440,0	1.300,5
Estéril [kton]	3.156,1	4.734,1	6.312,2	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	7.200,0	6.312,2	6.312,2	3.328,3	67,3
REM	3,51	3,51	3,51	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	4,00	3,51	3,51	2,31	0,05
Movimiento Mina [kton]	4.056,1	6.084,1	8.112,2	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	9.000,0	8.112,2	8.112,2	4.768,3	1.367,9
Ley Media Cu[%]	1,3	1,2	1,1	0,9	0,8	0,9	0,8	0,9	0,8	0,7	0,9	0,8	0,8	1,0
Ley Media Mo[ppm]	35,7	34,3	33,9	33,7	35,6	63,2	75,7	59,8	85,9	65,9	78,2	72,6	78,4	108,4
Ley Media Ag[ppm]	9,6	10,0	12,1	11,1	9,2	11,7	9,0	8,7	1,8	0,7	0,9	0,8	0,8	1,0
Finos Cu [kton]	10,5	14,0	18,0	15,1	13,0	15,1	13,0	13,8	13,3	11,6	14,3	13,2	10,8	11,9
Finos Mo [ton]	16,0	23,2	30,5	30,3	32,0	56,9	68,1	53,8	77,3	59,3	70,4	65,3	56,4	70,5
Finos Ag [ton]	6,5	10,1	16,3	15,0	12,4	15,8	12,2	11,7	2,4	1,0	1,2	1,1	0,9	1,0

5.3. Resultados de flujo de caja e indicadores económicos

Las Tablas 61, 62 y 63 contienen los resultados de la evaluación económica realizada para cada diseño.

La disminución de tonelaje permite tener una menor inversión de camiones los primeros años durante el Ramp-up, conjuntamente con una menor cantidad de ellos en régimen. Los Gráficos 12, 13 y 14 muestran la cantidad de camiones requeridos por año. Es posible notar que disminuye en 2 y 3 camiones por caso el máximo necesario.

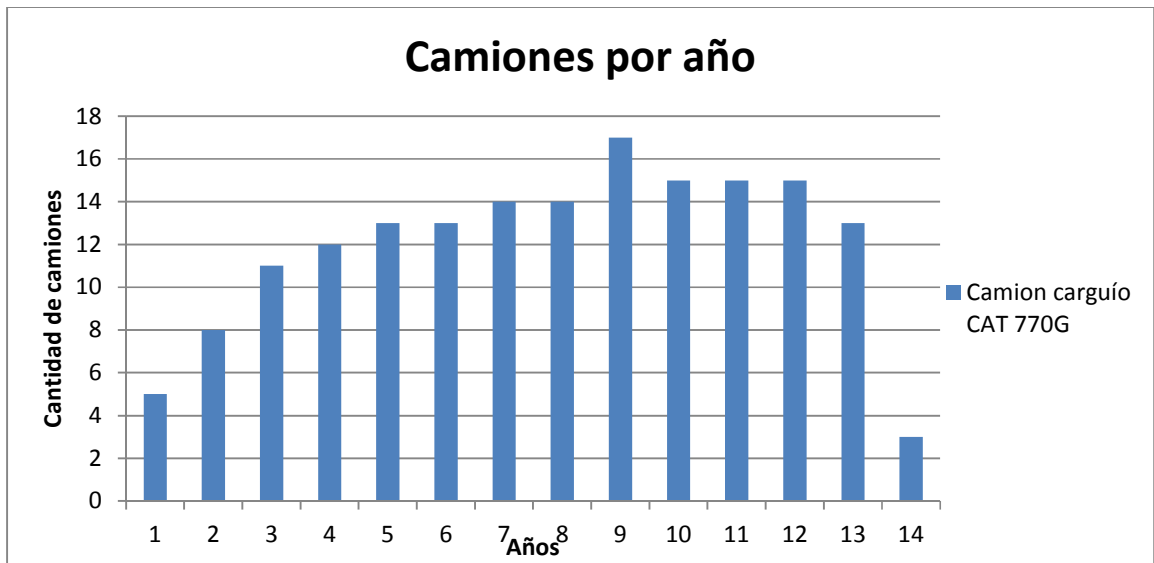


Gráfico 12: Camiones por año diseño inicial

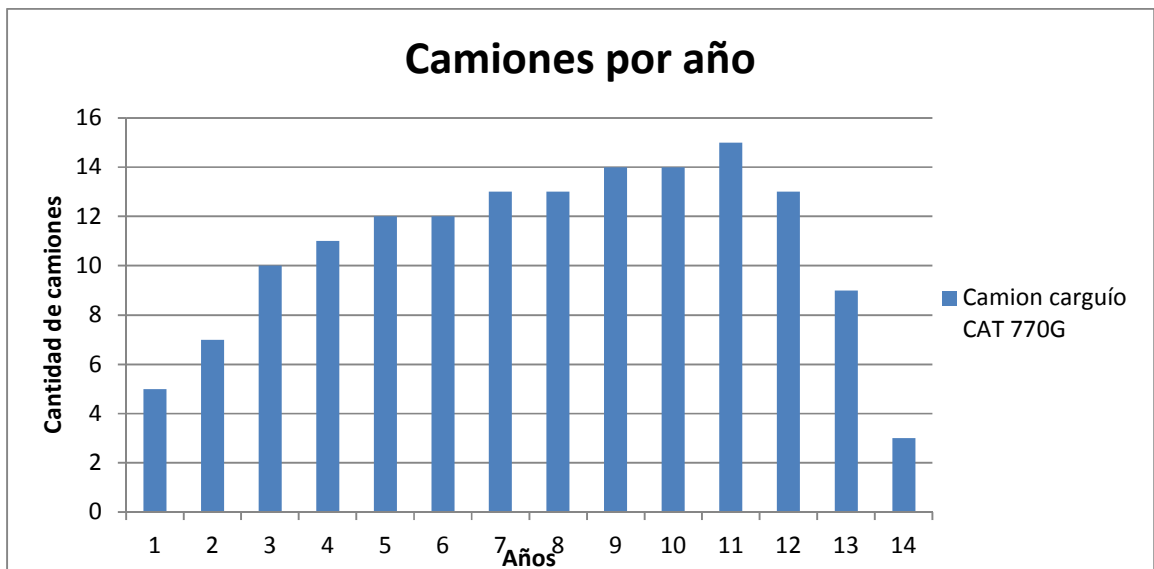


Gráfico 13: Camiones por año diseño optimizado

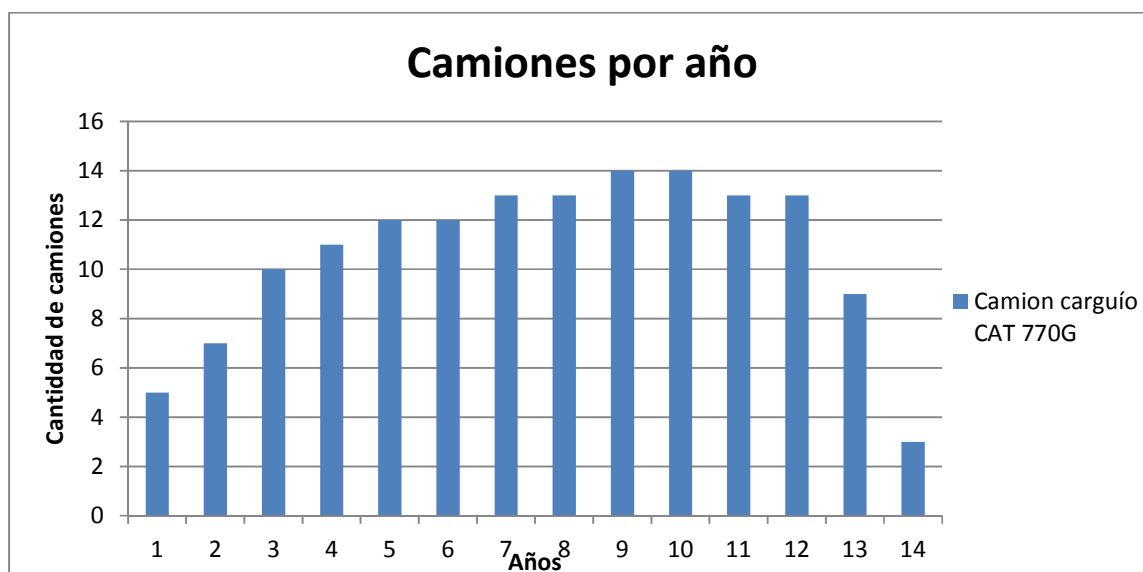


Gráfico 14: Camiones por año diseño optimizado en 5°

La Tabla 60 muestra el resumen de los indicadores económicos. Cabe destacar que tanto el diseño inicial, como el diseño optimizado son evaluados con una tasa del 8%, dado que mantienen el nivel de riesgo asociado a cada uno. Para el caso aumentado en 5°, la disminución de los factores de seguridad representa un riesgo mayor, lo que será evaluado con una tasa del 10%.

Tabla 60: Resumen indicadores económicos y tasa

Diseño	VAN [MUS\$]	IVAN	TIR [%]	Tasa [%]
Inicial	116,89	0,64	18	8
Optimizado	125,89	0,69	19	8
Optimizado en 5°	94,94	0,52	19	10

Los costos de operación de la mina se comportan de manera similar que la inversión de los equipos. Al implementar la tronadura de contorno con medición de daño, los costos de perforación y tronadura aumentan, por la mayor cantidad de tiros. El Gráfico 15 y Gráfico 16 muestran la variación por año de los costos de operación para cada caso. Es posible apreciar que la disminución de lastre impacta directamente los costos operacionales los primeros años. Los siguientes años mantienen un aumento controlado de los costos, para luego hacia los años finales tener otra gran disminución de los costos. Esto permite tener mayores ganancias los últimos años de la mina, cuando por lo general las leyes son menores.

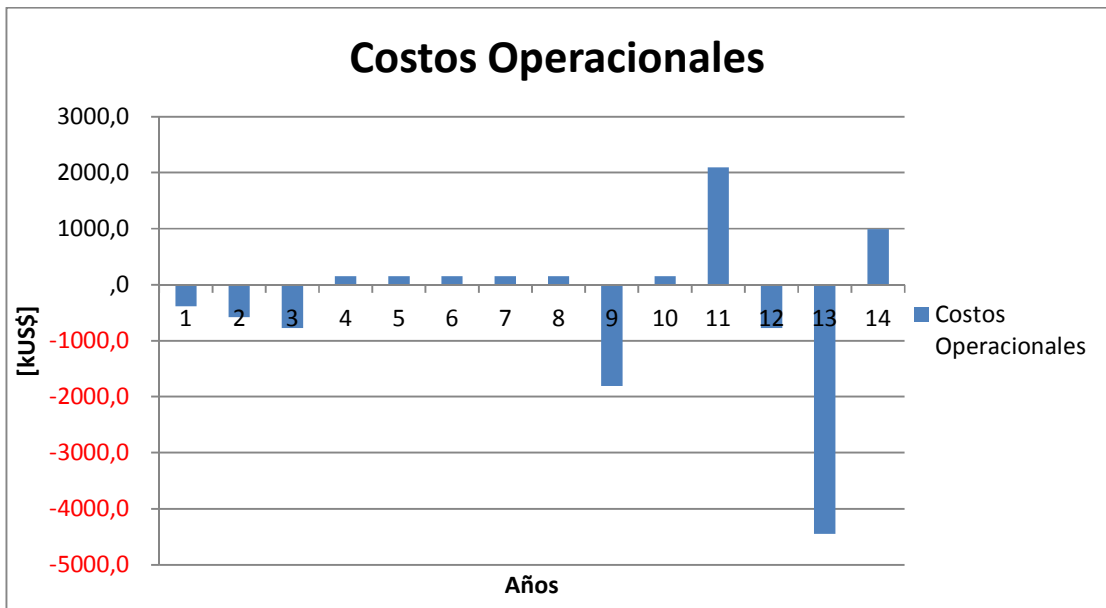


Gráfico 15: Diferencial de costos operacionales entre diseño inicial y diseño optimizado

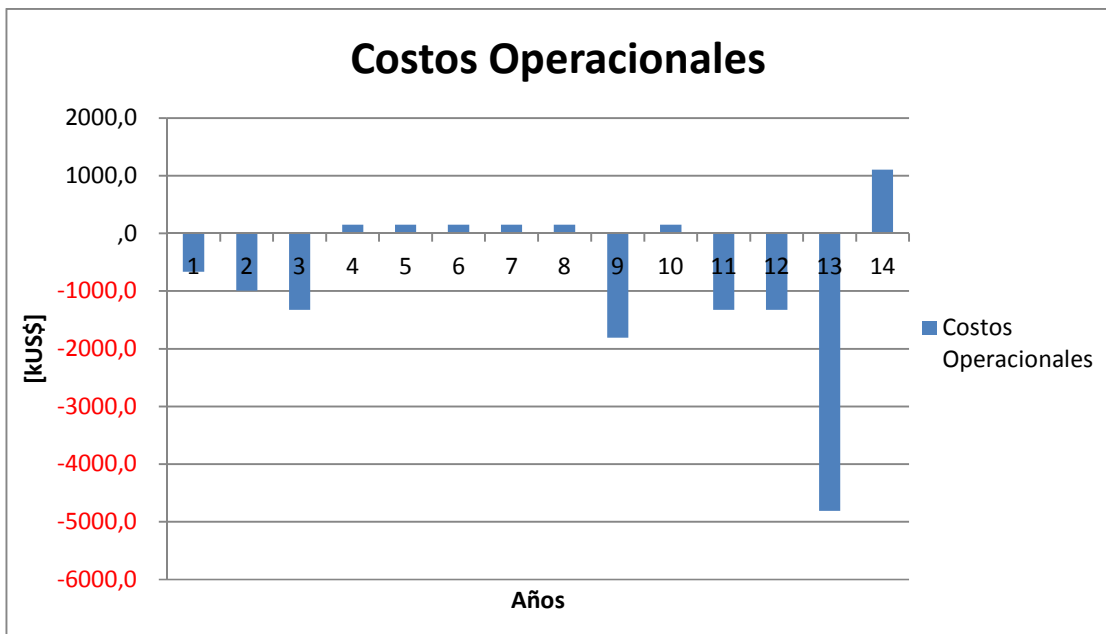


Gráfico 16: Diferencial de costos operacionales entre diseño inicial y diseño optimizado en 5°

Finalmente, el aumento de ángulos de talud nos entrega un 4,6% menos de costos de carguío y transporte en los primeros 3 años. A lo largo de la vida de mina la reducción de movimiento de lastre nos permite obtener ahorro de 4,47 [MUS\$] en costos de transporte y 0,32 [MUS\$] en carguío, con un aumento de 0,85 [MUS\$] para los costos de perforación y 0,5 [MUS\$] en costos de tronadura, obteniendo un ahorro total para el primer diseño de 4,78 [MUS\$] al considerar el resto de los ítems mencionados en capítulos anteriores. Para el diseño optimizado en 5°, el ahorro

conseguido en los primeros 3 años de costos de carguío y transporte llegan a un 7,4%. Esto se traduce en un ahorro a lo largo de la vida de la mina de 8,16 [MUS\$] en costos de carguío y 0,58 [MUS\$] en carguío, con un aumento de 0,75 [MUS\$] en costos de perforación y 0,2 [MUS\$] en costos de tronadura. El ahorro total para este diseño asciende a 10,24 [MUS\$].

Tabla 62: Flujo de caja e indicadores económicos diseño optimizado

Año	-1	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Mineral [kton]	0	0	900	1.350	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.350	1.241
Estéril [kton]	0	0	3.277	4.916	6.554	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	7.814	6.554	3.575	79
Ley Media Cu [%]	0	0	1,21	1,19	0,87	1,08	0,95	1,03	0,67	0,78	0,82	0,91	0,84	0,79	0,89	1,02
Ley Media Mo [ppm]	0	0	32,59	35,64	29,65	37,03	42,83	72,07	62,75	61,73	70,33	74,72	75,86	75,89	95,59	98,00
Ley Media Ag [ppm]	0	0	8,84	10,33	9,16	12,84	11,88	12,54	7,52	7,79	2,85	0,91	0,84	0,79	0,89	1,02
Conc. de Cu [kton]	0	0	9,79	14,51	14,15	17,53	15,34	16,66	10,92	12,57	13,32	14,79	13,62	12,85	10,78	11,34
Conc. de Mo [ton]	0	0	14,66	24,05	26,68	33,32	38,55	64,87	56,48	55,55	63,29	67,24	68,27	68,30	64,52	60,82
Conc. de Ag [ton]	0	0	5,97	10,46	12,36	17,34	16,04	16,93	10,15	10,52	3,85	1,23	1,14	1,07	0,90	0,94
Ingresos [kUS\$]	0	0	62.748	93.911	92.764	116.080	102.050	110.577	71.963	82.183	82.955	90.392	83.235	78.503	65.841	69.282
Costo Mina [kUS\$]	0	0	9.514	14.270	19.027	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	21.896	19.027	11.218	3.007
Costo Planta [kUS\$]	0	0	7.884	11.826	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	11.826	10.874
Descuento [kUS\$]	0	0	3.294	4.941	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	4.941	4.543
Costo Cierre Mina	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Beneficio [kUS\$]	0	0	42.057	62.874	51.381	73.226	59.196	67.723	29.108	39.329	40.101	47.538	38.983	37.120	37.856	50.858
Depreciación																
Equipos [kUS\$]	0	0	-11.046	-12.831	-15.395	-4.933	-3.731	-1.167	-1.167	-583	-1.167	-583	-1.167	-583	-583	0
Planta[kUS\$]	0	0	-150.000	0	0	0	0	-50.000	0	0	0	0	0	0	0	0
PEA [kUS\$]	0	0	0	-118.989	-68.946	-32.961	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
UAI [kUS\$]	0	0	-118.989	-68.946	-32.961	35.332	55.464	16.556	27.942	38.746	38.934	46.954	37.817	36.537	37.273	50.858
Ton Eq [ton]	0	0	-19.627	-11.372	-5.437	5.828	9.149	2.731	4.609	6.391	6.422	7.745	6.238	6.027	6.148	8.389
Roy (0.5% Ventas)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Imp (17%, Utilidades)	0	0	0	0	0	-6.007	-9.429	-2.815	-4.750	-6.587	-6.619	-7.982	-6.429	-6.211	-6.336	-8.646
UDI [kUS\$]	0	0	-118.989	-68.946	-32.961	29.326	46.035	13.742	23.192	32.159	32.315	38.972	31.388	30.326	30.937	42.212
Depreciación																
Equipos [kUS\$]	0	0	11.046	12.831	15.395	4.933	3.731	1.167	1.167	583	1.167	583	1.167	583	583	0
Planta [kUS\$]	0	0	150.000	0	0	0	0	50.000	0	0	0	0	0	0	0	0
PEA [kUS\$]	0	0	0	118.989	68.946	32.961	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Flujo Caja Op [kUS\$]	0	0	42.057	62.874	51.381	67.220	49.767	64.908	24.358	32.742	33.482	39.556	32.555	30.909	31.520	42.212
Equipos [kUS\$]		-33.138	-5.355	-7.694	-1.750	-1.750	0	-1.750	0	-1.750	0	-1.750	0	0	0	0
Planta [kUS\$]	-75.000	-75.000	0	0	0	-25.000	-25.000	0	0	0	0	0	0	0	0	0
VRE [kUS\$]																1.750
Flujo de Cap [kUS\$]	-75.000	-108.138	-5.355	-7.694	-1.750	-26.750	-25.000	-1.750	0	-1.750	0	-1.750	0	0	0	1.750
Flujo Neto [MUS\$]	-75,00	-108,14	36,70	55,18	49,63	40,47	24,77	63,16	24,36	30,99	33,48	37,81	32,55	30,91	31,52	43,96
VAN	125,89															
IVAN	0,69															
TIR	19%															

Tabla 63: Flujo de caja e indicadores económicos diseño optimizado 5°

Año	-1	0	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Mineral [kton]	0	0	900	1.350	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.800	1.440	1.301
Estéril [kton]	0	0	3.156	4.734	6.312	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	7.200	6.312	6.312	3.328	67
Ley Media Cu [%]	0	0	1,30	1,16	1,11	0,94	0,80	0,93	0,80	0,85	0,82	0,72	0,88	0,81	0,83	1,02
Ley Media Mo [ppm]	0	0	35,65	34,34	33,89	33,67	35,55	63,21	75,71	59,81	85,87	65,89	78,24	72,60	78,35	108,36
Ley Media Ag [ppm]	0	0	9,58	10,01	12,05	11,14	9,16	11,71	9,04	8,67	1,81	0,72	0,88	0,81	0,83	1,02
Conc. de Cu [kton]	0	0	10,49	14,03	18,04	15,15	12,98	15,05	12,99	13,79	13,33	11,62	14,27	13,18	10,75	11,90
Conc. de Mo [ton]	0	0	16,04	23,18	30,50	30,30	32,00	56,89	68,14	53,83	77,28	59,30	70,41	65,34	56,41	70,46
Conc. de Ag [ton]	0	0	6,47	10,14	16,27	15,03	12,37	15,81	12,21	11,71	2,44	0,97	1,19	1,10	0,90	0,99
Ingresos [kUS\$]	0	0	67.260	90.819	118.600	100.353	85.692	100.221	85.664	90.239	82.215	70.998	87.207	80.517	65.697	72.700
Costo Mina [kUS\$]	0	0	9.238	13.857	18.476	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	20.498	18.476	18.476	10.860	3.115
Costo Planta [kUS\$]	0	0	7.884	11.826	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	15.768	12.614	11.393
Descuento [kUS\$]	0	0	3.294	4.941	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	6.588	5.270	4.760
Costo Cierre Mina	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Beneficio [kUS\$]	0	0	46.844	60.195	77.768	57.499	42.837	57.367	42.810	47.385	39.361	28.144	46.375	39.685	36.952	53.432
Depreciación																
Equipos [kUS\$]	0	0	-11.046	-12.831	-15.395	-4.933	-3.731	-1.167	-1.167	-583	-1.167	-583	-583	0	0	0
Planta [kUS\$]	0	0	-150.000	0	0	0	0	-50.000	0	0	0	0	0	0	0	0
PEA [kUS\$]	0	0	0	-114.202	-66.838	-4.465	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
UAI [kUS\$]	0	0	-114.202	-66.838	-4.465	48.101	39.106	6.200	41.644	46.802	38.194	27.561	45.792	39.685	36.952	53.432
Ton Eq [ton]	0	0	-19	-11	-1	8	6	1	7	8	6	5	8	7	6	9
Roy (0.5% Ventas)	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Imp (17%, Utilidades)	0	0	0	0	0	-8.177	-6.648	-1.054	-7.079	-7.956	-6.493	-4.685	-7.785	-6.746	-6.282	-9.084
UDI [kUS\$]	0	0	-114.202	-66.838	-4.465	39.924	32.458	5.146	34.564	38.846	31.701	22.875	38.007	32.938	30.670	44.349
Depreciación																
Equipos [kUS\$]	0	0	11.046	12.831	15.395	4.933	3.731	1.167	1.167	583	1.167	583	583	0	0	0
Planta [kUS\$]	0	0	150.000	0	0	0	0	50.000	0	0	0	0	0	0	0	0
PEA [kUS\$]	0	0	0	114.202	66.838	4.465	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0
Flujo Caja Op [kUS\$]	0	0	46.844	60.195	77.768	49.322	36.189	56.313	35.731	39.429	32.868	23.459	38.590	32.938	30.670	44.349
Equipos [kUS\$]		-33.138	-5.355	-7.694	-1.750	-1.750	0	-1.750	0	-1.750	0	0	0	0	0	0
Planta [kUS\$]	-75.000	-75.000	0	0	0	-25.000	-25.000	0	0	0	0	0	0	0	0	0
VRE [kUS\$]																778
Flujo de Cap [kUS\$]	-75.000	-108.138	-5.355	-7.694	-1.750	-26.750	-25.000	-1.750	0	-1.750	0	0	0	0	0	778
Flujo Neto [MUS\$]	-75,00	-108,14	41,49	52,50	76,02	22,57	11,19	54,56	35,73	37,68	32,87	23,46	38,59	32,94	30,67	45,13
VAN	94,94															
IVAN	0,52															
TIR	19%															

6. Conclusiones y recomendaciones

El tema central de esta memoria, analizar la factibilidad de aumentar el ángulo de talud global en minas de cielo abierto, surge en una época donde los costos de operación están doblando la mano de bastantes faenas en Chile. El gigantismo de equipos presente en la minería a cielo abierto, permite mover un gran volumen de toneladas sin mayores inconvenientes, pero hoy en día los altos costos (lo cual, por movimientos de mercado, es normal que ocurra tras un período de alza del precio del cobre), sumado a una legislación ambiental minera más rígida con mayor fiscalización, crean un escenario adverso y con un futuro incierto no tan sólo para este método, sino para la minería en general en el país. Este panorama exige tomar medidas más innovadoras, que desafíen los estándares usados hasta hoy en día. Si bien el aumento de ángulo de talud global es una práctica que no representa una innovación propiamente tal, pero utilizar una tronadura que controle la extensión del daño para conseguir un aumento seguro de ángulo de talud global, entrega una mirada distinta de este ejercicio.

Tras una cuidadosa revisión, se combina parte del diseño de tronadura *Smoothwall* sugerido por Hustrulid (1999) y es complementado con los estudios de Marklund et al. (2007), que entregan una expresión que permite medir la extensión del daño. Esta combinación nos permite forjar una tronadura que cumpla con uno de los objetivos principales de este trabajo, que es tener un diseño que minimice la extensión del daño a la pared del talud.

Al eliminar el daño producido por la tronadura, el modelo de H&B nos dice que existe únicamente el daño de la relajación de tensiones. Esta modificación se ve reflejada en el factor de perturbación (D) del modelo constitutivo de H&B (en los Gráfico 8, Gráfico 9 y Gráfico 10 es posible apreciar teóricamente el aumento de la resistencia de las UGTB involucradas en los distintos perfiles). Al optimizar el diseño, 3 de los 6 perfiles aumentaron su ángulo de talud global gracias a esta modificación, mientras que los 3 perfiles restantes mantuvieron su ángulo inicial debido a factores externos a la liberación de tensiones y/o daño por tronadura (calidad de macizo rocoso y estructuras presentes). Si bien el daño al talud producido por labores mineras (remoción de roca y tronaduras) afecta la estabilidad, tanto la calidad del macizo rocoso como sus estructuras pueden jugar un papel incluso mayor en ocasiones.

En relación a la evaluación económica, las variaciones entre diseños se deben principalmente al cambio en el ritmo de movimiento de mina en los primeros años. Normalmente el ritmo de movimiento de mina se regula a través de la relación estéril mineral (REM) manteniendo una extracción constante entre la alimentación a planta y la cantidad de estéril a mover.

Cabe destacar que diferencia de inversión y costos operacionales de los primeros años favorece el diseño optimizado y optimizado en 5°, mejorando sus indicadores económicos. Si bien la inversión para el primer año aumenta en 1 [MUS\$] que corresponde a la compra del equipo de perforación FlexiRoc T20 R, la menor adquisición de camiones el segundo año y la menor cantidad de camiones hacia los últimos años de la mina marcan la diferencia con el diseño inicial. Dado que el diseño de tronadura es nuevo, y la medición de daño ha sido calculada teóricamente,

se recomienda realizar pruebas desde los primeros años de la faena, para afinar tanto el modelo como la granulometría resultante. Por este motivo, la compra del nuevo equipo de perforación se considera a partir del primer año.

Lamentablemente, el caso optimizado en 5°, al ser una alternativa más arriesgada, implica que se le exige una tasa mayor, lo que perjudica este caso. Para poder mantener la tasa, sería necesario un mayor grado de información, que permita disminuir la incertidumbre, haciendo menos riesgoso el ejercicio de aumento de ángulos de talud.

Tras el detalle de la comparación económica y específicamente la reducción de costos detallada, se deja en claro que tanto el leve aumento de inversión para el primer año, como el aumento de costos de perforación y tronadura a lo largo de la vida de la mina, entregan ahorros considerables, que impactan positivamente en la evaluación del proyecto. Además cabe destacar que el aumento de ángulo de talud global fue realizado a aproximadamente un 45% del total del pit final. En un caso en que se logre aumentar ángulo de talud global en el 100% del pit final, el ahorro puede ser aún mayor.

Finalmente, la factibilidad de aumentar el ángulo de talud global por medio del control de daño al talud queda comprobada tanto técnica, como económicamente. Específicamente en este proyecto, el aumento de ángulo de talud global en 5° puede llegar a ser una realidad en la medida que el comportamiento del macizo rocoso presente en el sector lo permitan. Considerando un mayor monitoreo, el uso de equipos controlados remotamente y controles periódicos en la calidad de la tronadura pueden permitir un aumento aún mayor.

Un aspecto que no fue considerado en los alcances de esta memoria, pero que con la legislación ambiental minera cobra importancia, es la reducción del impacto ambiental que se traduce en un menor movimiento de lastre. Si se considerara este aspecto dentro de la evaluación, los diseños optimizados son aún más atractivos.

7. BIBLIOGRAFÍA

7.1. Generales

1. Bhatt, Suresh K.; Mark, Christopher. 2000. “Analysis of Safety Aspects And Mining Practices For Effective Ground Control in Surface Mining” [en línea] Office of Mine Safety and Health Research (OMSHR) <<http://www.cdc.gov/niosh/mining/UserFiles/works/pdfs/aosaa.pdf>> [Consulta: 2 de Junio 2014]
2. Read, J., & Stacey, P. (2009). Guidelines for open pit slope design.
3. Girard, J. M. 2001 “Assessing and Monitoring Open Pit Mine Highwalls” [en línea] Proceedings of the 32nd Annual Institute of Mining Health, Safety and Research <<http://origin.glb.cdc.gov/niosh/mining/UserFiles/works/pdfs/aamop.pdf>> [Consulta: 1 de Septiembre 2014]

7.2. Diseño de Talud

4. Hoek, E; Carranza-Torres, Carlos; Corkum, Brent. 2002 “Hoek-Brown Failure Criterion” [en línea], <<http://www.rockscience.com/assets/files/uploads/7715.pdf>> [Consulta: 1 de Junio 2014]
5. Hoek, E; Karzulovic, A. 2000 “Rock mass properties for Surface mines” [en línea] Slope Stability in Surface Mining, pages 59 - 70, <<https://www.rockscience.com/hoek/references/H2000c.pdf>> [Consulta: 25 de Agosto 2014]

7.3. Diseño de Tronadura

6. Kulsrestha, R. 2012. “Blasting Techniques to Reduce In-Situ Rock Damage & Improving Highwall Stability” [en línea] TAI Journal, Vol. 1, Issue 1, pages 13 – 28. <<http://www.indianjournals.com/ijor.aspx?target=ijor:tai&volume=1&issue=1&article=000>> [Consulta: 20 de Agosto de 2014]
7. Cunningham, C. 2003 “The Use of Blast Timing to Improve Slope Stability” [en línea] DETNET SOLUTIONS, <http://www.detnet.com/pdf/The_Use_of_Blast_Timing_to_Improve_Slope_Stability_1.pdf> [Consulta: 2 de Junio 2014]
8. Marklund, P-I.; Sjöberg, J.; Ouchterlony, F.; Nilsson, N. 2007 “Improved Blasting and Bench Slope Design at the Aitik Mine” [en línea] Int. Symp. On Rock Slope Stability in Open Pit Mining & Civil Engineering <https://pure.ltu.se/portal/files/1033308/Slope_stability.pdf> [Consulta: 25 de Agosto 2014]
9. Hossain, S; Sen, G. 2006 “A Study of the Influence of Different Blasting Modes and Explosive Types on Ground Vibrations” [en línea] Iranian Journal of Science &

- Technology, Transaction B., Engineering, Vol. 30, No. B3 <
http://www.sid.ir/En/VEWSSID/J_pdf/8542006B301.pdf> [Consulta: 26 de Agosto 2014]
10. McKenzie, C.K.; Holley, K. G. 2004 “A Study of Damage Profile Behind Blasts” International Society of Explosives Engineers, Vol. 2
 11. Salazar, G.; Quinzacara, N. 2006 “Full Control Project – Value Creation Through Blasting” The 8th International Symposium on Rock Fragmentation by Blasting, Fragblast 8
 12. Hustrulid, W. A. 1999. Blasting principles for open pit mining: general design concepts. Balkema.
 13. Cunningham, C. V. B. "The Kuz-Ram model for prediction of fragmentation from blasting." Proceedings of the first international symposium on rock fragmentation by blasting, Lulea, Sweden. Vol. 2. 1983.
 14. Gerencia Técnica ENAEX, “Manual de Tronadura de ENAEX S.A.”
 15. Apuntes de Clases MI-47A. Jaime Chacón. Departamento Ingeniería de Minas, U. de Chile. 1998.

7.4. Estabilización y Fortificación

16. Rossmannith, H.P.; Uenishi, K., 1997 “Post-blast bench block stability assessment” [en línea] International Journal of Rock Mechanics & Mining Sciences, Vol. 34, Issues 3-4, pages 264.e1-264.e11. <<http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1365160997001937>> [Consulta: 31 de Mayo 2014].
17. Soren, K.; Budi, G.; Sen, P. 2013 “Stability Analysis of Open Pit Slopes in Jointed Rock Mass by Finite Element Method” [en línea] The Journal of Indian Geotechnical Society <http://www.igs.org.in/igc2013/igc_2013_roorkee_proceedings/full_length_paper/9%20TH%20PDF/9%20Th-11.pdf> [Consulta: 3 de Junio 2014]

7.5. Implementación y Monitoreo

18. Schellman, Manuel; Bermedo, Edmundo; Diaz, Danko. Auscultación, Monitoreo y Control de Taludes Mineros Anglo American Sur, División Los Bronces.
19. Han, Xue; He, Man-chao; Zhang, Bin. “Sensitivity Analysis for parameters of a monitoring system for steep slopes of open-pit mines” [en línea] Mining Science and Technology (China), Vol. 19, Issue 4, pages 441-445 <<http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S167452640960082X>> [Consulta: 3 de Junio 2014]
20. Wang, Jianpeng; Gao, Jingxiang; Liu, Chao; Wang, Jian. “High Precision slope deformation monitoring model based on the GPS/Pseudolites technology in open-pit mine” [en línea] Mining Science and Technology (China), Vol. 20, Issue 1, pages 126-132 <<http://www.sciencedirect.com/science/article/pii/S1674526409601733>> [Consulta: 3 de Junio 2014]

21. Scoble, M. J.; Lizotte, Y. C.; Paventi, M.; Mohanty, B. B.; 1997 “Measurement of blast damage” [en línea] Technical Papers. <<http://arblast.osmre.gov/downloads/UG%20Vibrations/Scoble%20-%20Measurement%20of%20Blast%20Damage.pdf>> [Consulta: 2 de Junio 2014]
22. Brent, G. F.; and Smith G. E. 2000 “The detection of blast damage by borehole pressure measurement” [en línea] The Journal of The South African Institute of Mining and Metallurgy. <<http://www.saimm.co.za/Journal/v100n01p017.pdf>> [Consulta: 2 de Junio 2014]

8. Anexos

8.1. Resultados del modelo de medición de daño

De manera similar a lo exhibido previamente, cada diámetro se presenta por la carga asociada al tiro y su respectivo diámetro. Con esto es posible diferenciar los tiros acoplados de los desacoplados.

Tabla 64: Resultados modelo de medición de daños, dispuesto por carga de explosivo/diámetro de tiro

Distancia [m]	$\phi= 311/311$ [mm/s]	$\phi= 165/165$ [mm/s]	$\phi= 165/311$ [mm/s]	$\phi= 90/90$ [mm/s]	$\phi= 90/165$ [mm/s]	$\phi= 45$ [mm/s]
1	24899,70	10235,95	4115,37	4348,49	1830,40	1595,93
2	13932,20	5796,67	2302,69	2474,99	1036,62	890,72
3	9546,86	4018,88	1577,89	1724,52	718,74	608,88
4	7123,38	3030,40	1177,34	1306,38	541,99	453,35
5	5584,41	2397,09	922,98	1037,56	428,74	354,78
6	4527,85	1957,98	748,35	850,43	350,21	287,25
7	3764,41	1637,62	622,17	713,33	292,92	238,55
8	3191,85	1395,25	527,54	609,20	249,58	202,09
9	2749,86	1206,72	454,49	527,91	215,86	173,98
10	2400,60	1056,77	396,77	463,05	189,04	151,80
11	2119,18	935,27	350,25	410,35	167,30	133,94
12	1888,63	835,27	312,15	366,88	149,42	119,33
13	1697,05	751,84	280,48	330,53	134,49	107,19
14	1535,86	681,41	253,84	299,80	121,90	96,99
15	1398,76	621,33	231,18	273,55	111,15	88,31
16	1281,01	569,61	211,72	250,91	101,90	80,86
17	1179,00	524,71	194,86	231,24	93,87	74,41
18	1089,96	485,44	180,15	214,03	86,84	68,78
19	1011,68	450,87	167,21	198,85	80,66	63,84
20	942,43	420,25	155,76	185,40	75,18	59,46
21	880,82	392,97	145,58	173,42	70,30	55,57
22	825,72	368,54	136,47	162,68	65,93	52,09
23	776,21	346,57	128,29	153,01	62,00	48,96
24	731,51	326,73	120,90	144,28	58,45	46,14
25	691,00	308,73	114,21	136,35	55,23	43,58
26	654,15	292,34	108,12	129,13	52,30	41,26
27	620,51	277,37	102,56	122,54	49,62	39,13
28	589,70	263,66	97,46	116,49	47,17	37,19
29	561,40	251,05	92,79	110,94	44,91	35,40
30	535,32	239,44	88,48	105,81	42,83	33,76

8.2. Validación de diseños

En la Tabla 65 se entrega la simbología de los colores dispuestos en las imágenes extraídas del programa SLIDE. Las propiedades de cada UGTB están debidamente registradas en las Tabla 6, Tabla 26, Tabla 27, Tabla 28 y Tabla 29. La variación de tono de color de una misma UGTB determina que tan dañado está. La separación de daño, al igual que sus propiedades están debidamente explicadas en el capítulo 3 de este documento.

Tabla 65: Tonos de color correspondiente a cada UGTB

UGTB	Abreviación	Color
Granodiorita MM	GMM	Tonos Verdes
Hidrotermal Sílice-Alunita	HSA	Tonos Amarillos
Pórfido MM	PMM	Tonos Naranjos
Argilización	ARG	Tonos Azules
Basamento	BAS	Tonos Celestes
Unidad Volcánica	UVO	Tonos Rojos

8.2.1. Diseño inicial estático

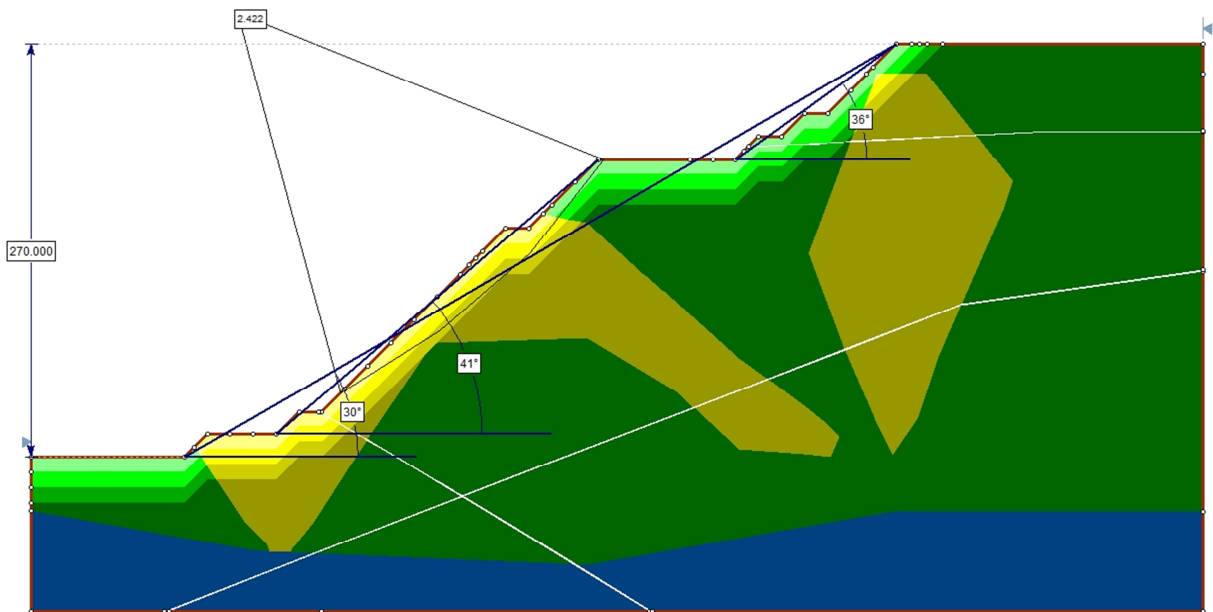


Figura 41: Perfil 1 - Caso Estático, diseño inicial

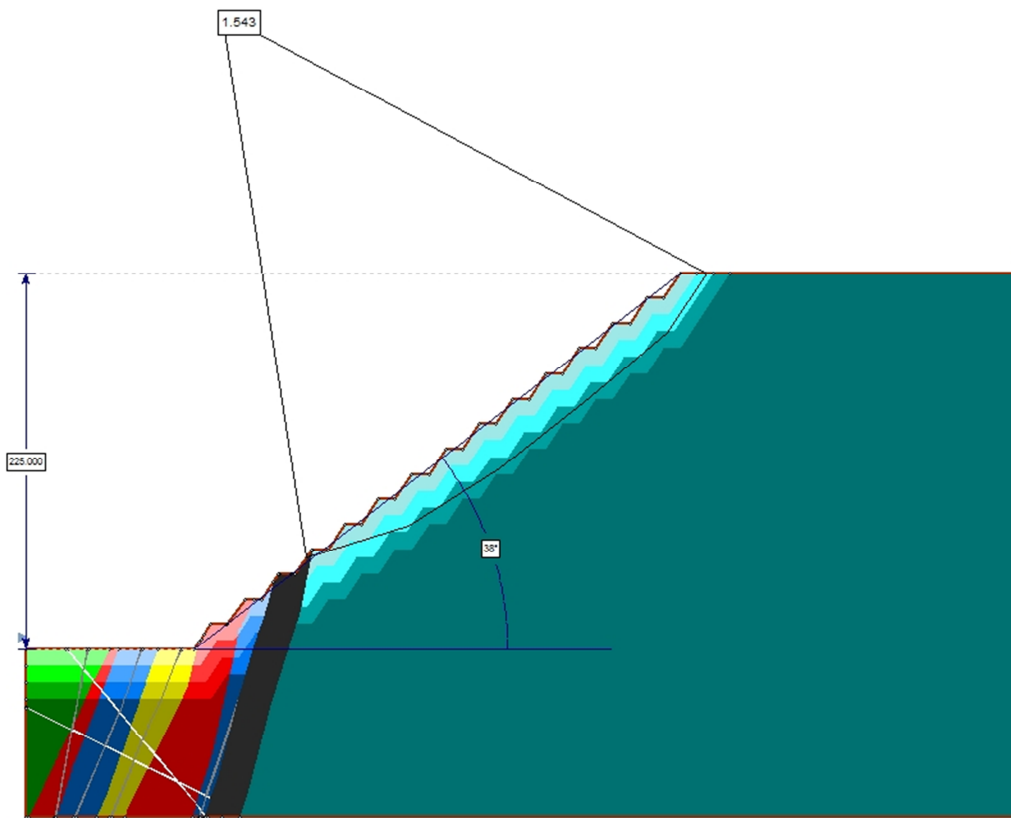


Figura 42: Perfil 2 - Caso Estático, diseño inicial

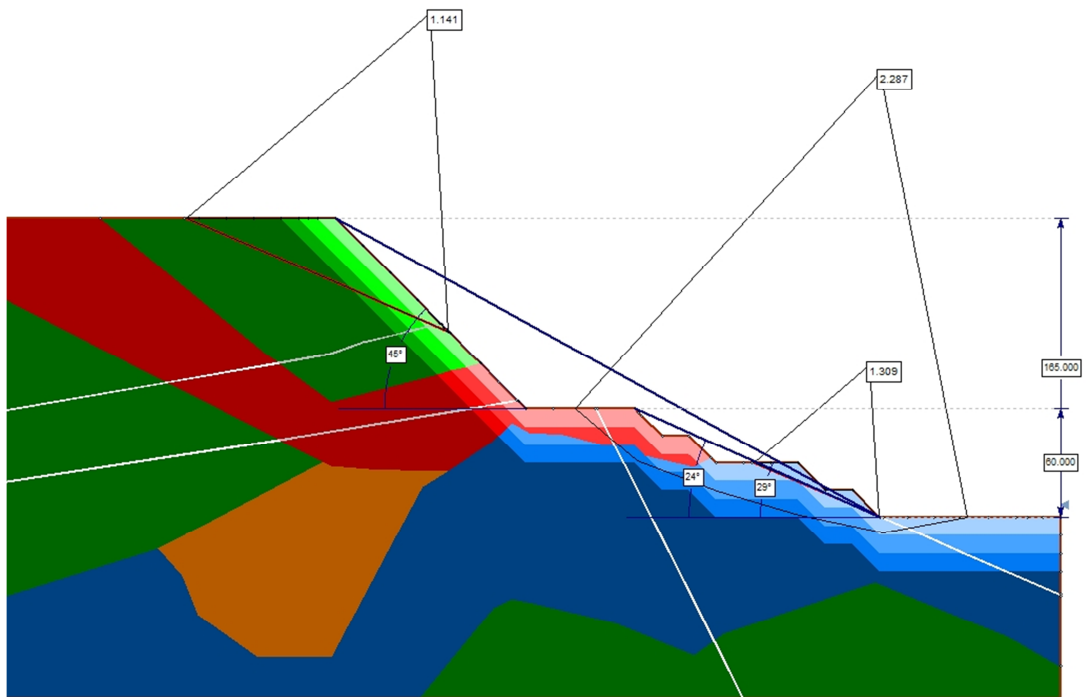


Figura 43: Perfil 3 - Caso Estático, diseño inicial

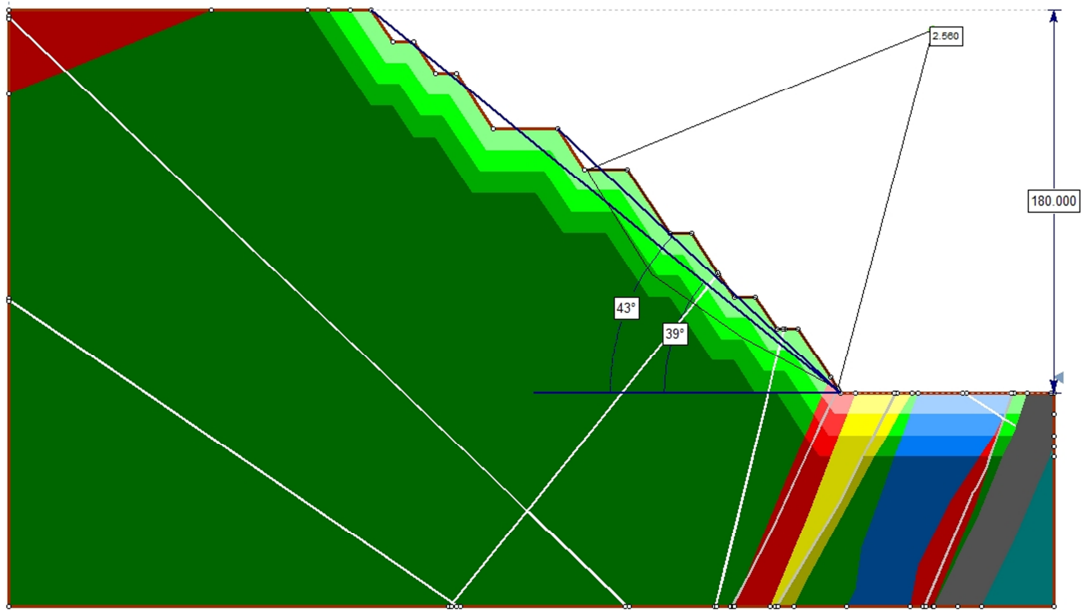


Figura 44: Perfil 4 - Caso Estático, diseño inicial

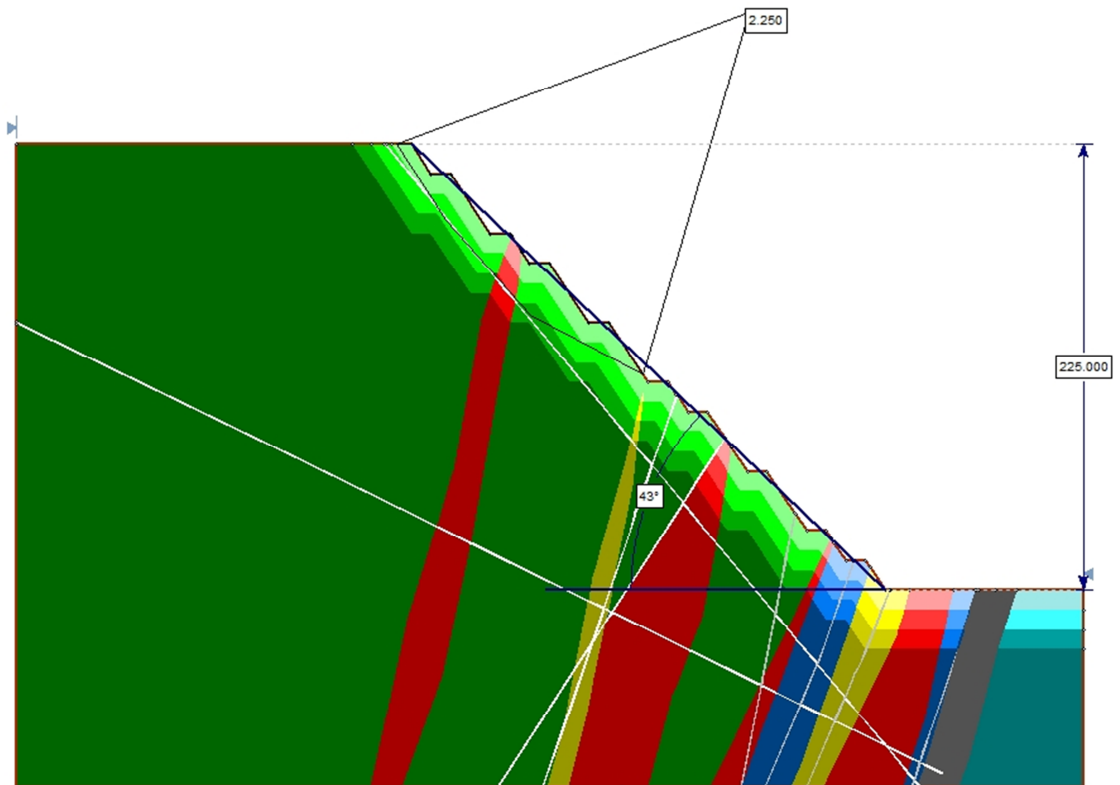


Figura 45: Perfil 5 - Caso Estático, diseño inicial

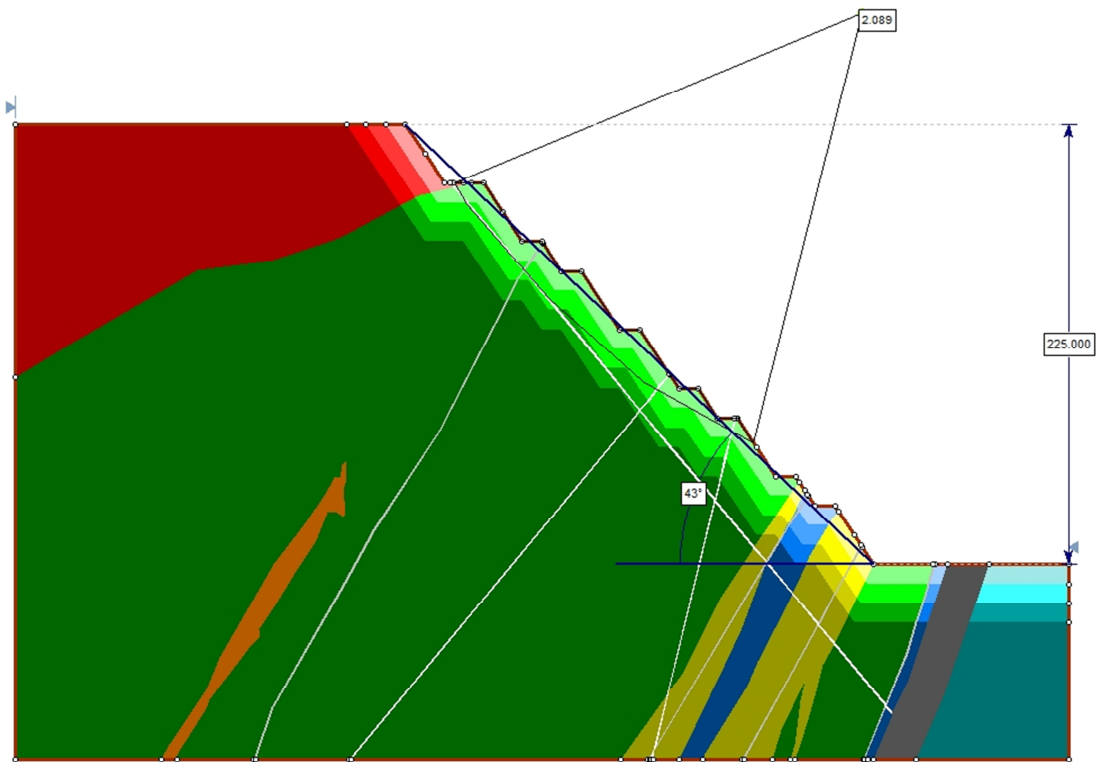


Figura 46: Perfil 6 - Caso Estático, diseño inicial

8.2.2. Diseño inicial dinámico

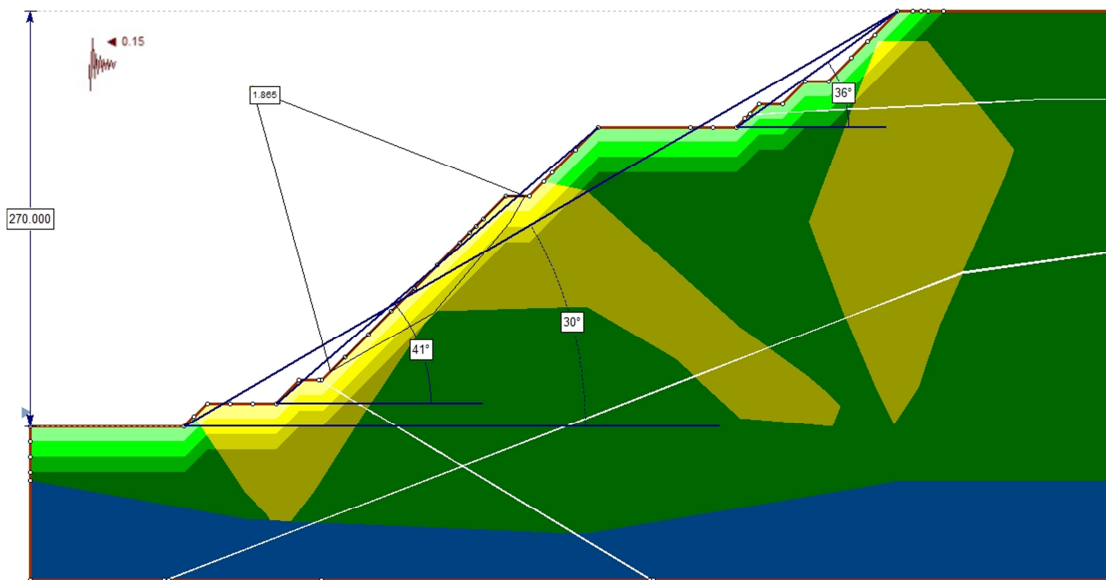


Figura 47: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño inicial

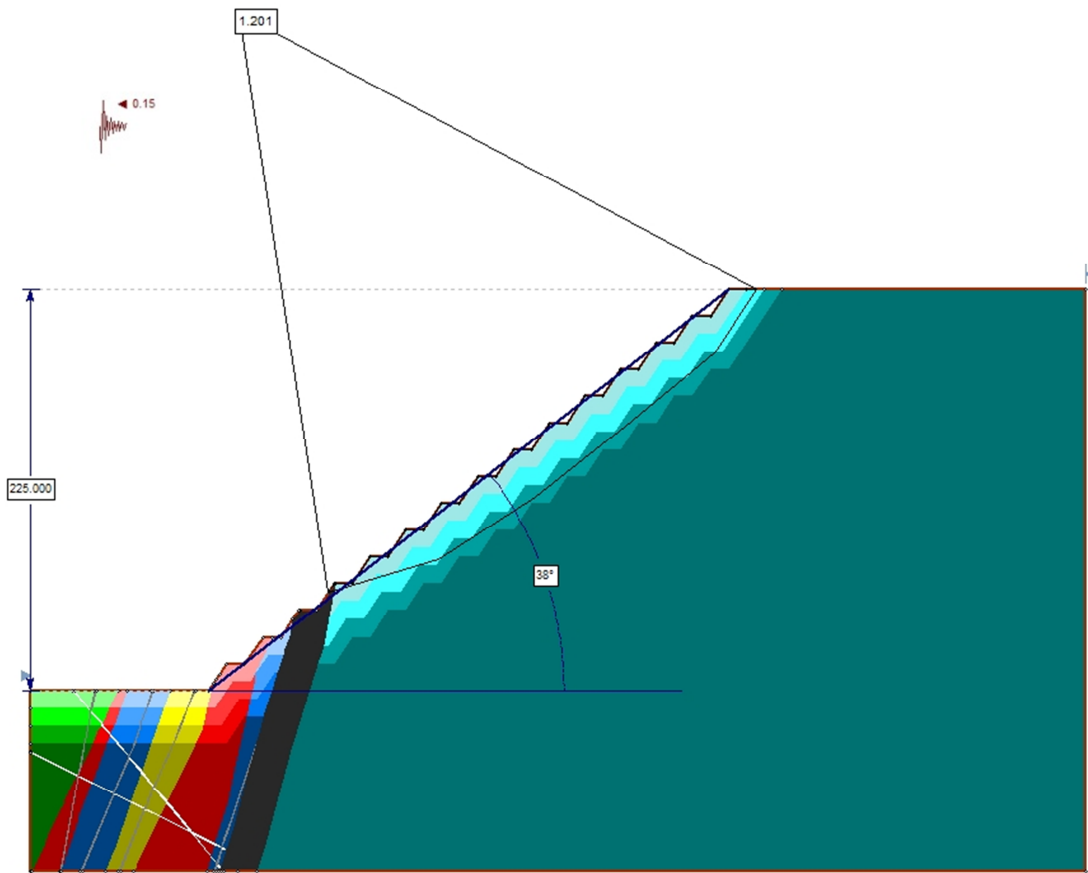


Figura 48: Perfil 2 - Caso Dinámico, diseño inicial

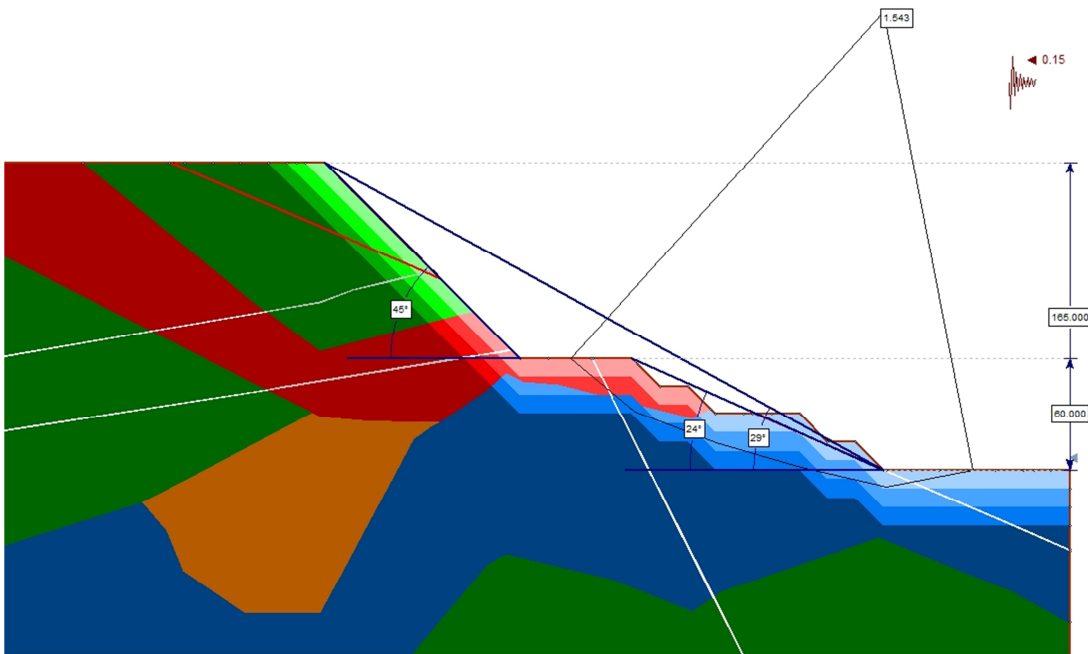


Figura 49: Perfil 3 - Caso Dinámico, diseño inicial

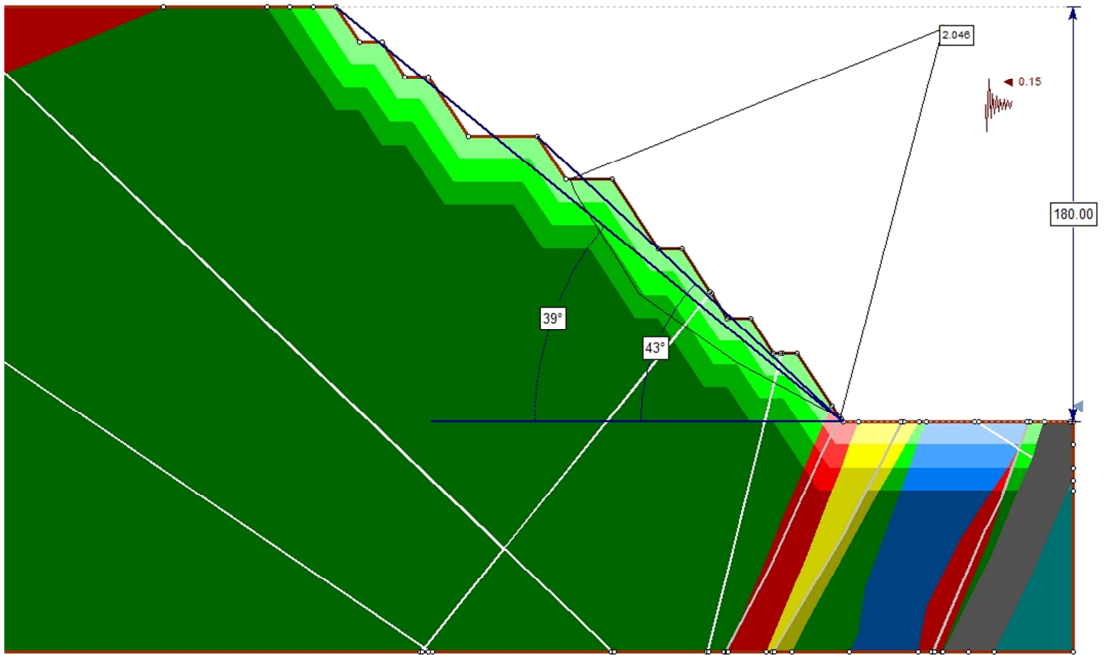


Figura 50: Perfil 4 - Caso Dinámico, diseño inicial

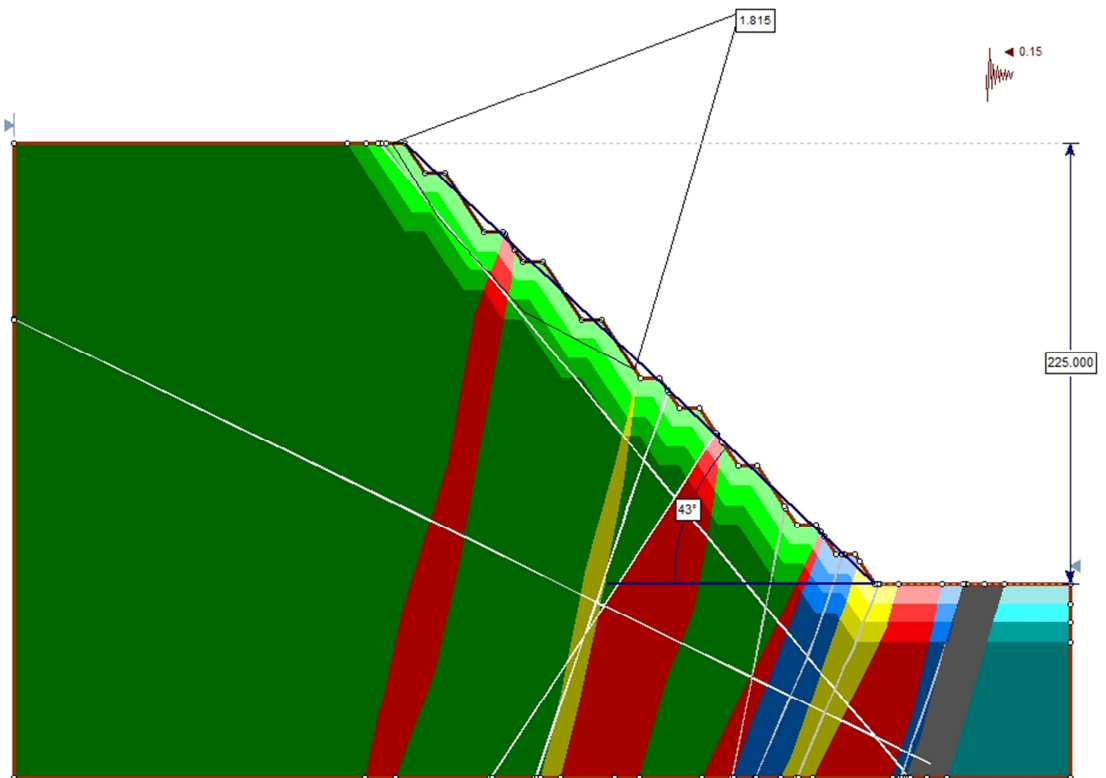


Figura 51: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño inicial

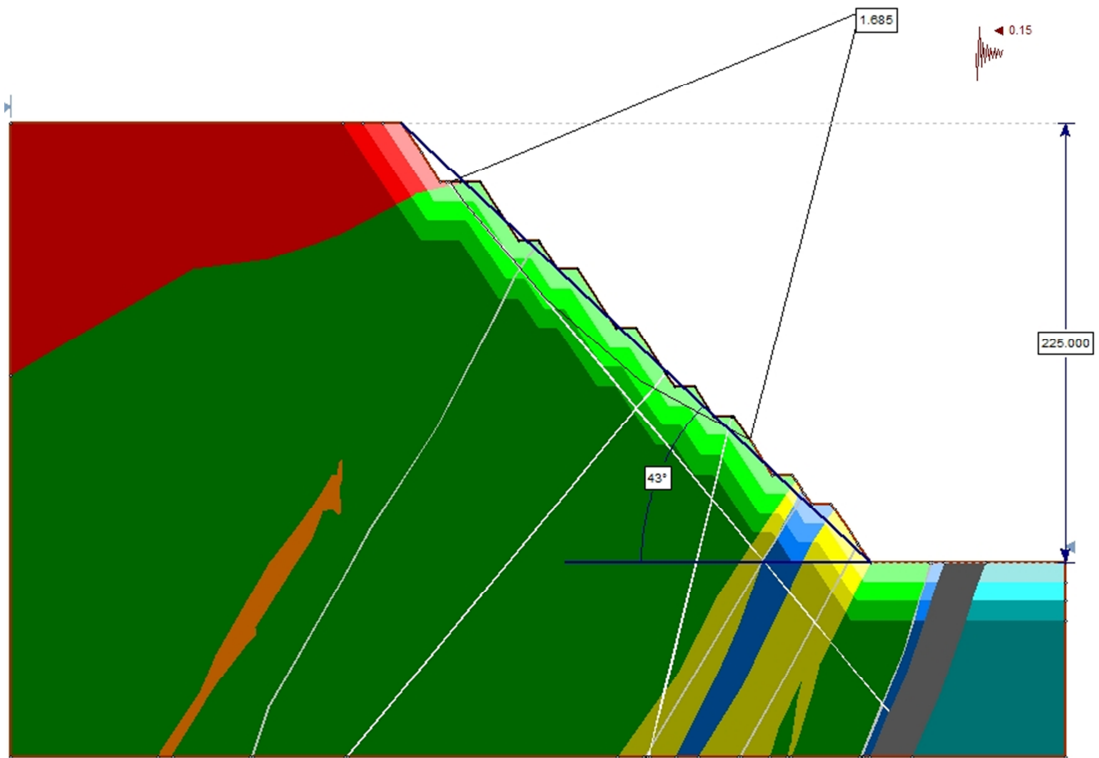


Figura 52: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño inicial

8.2.3. Diseño optimizado estático

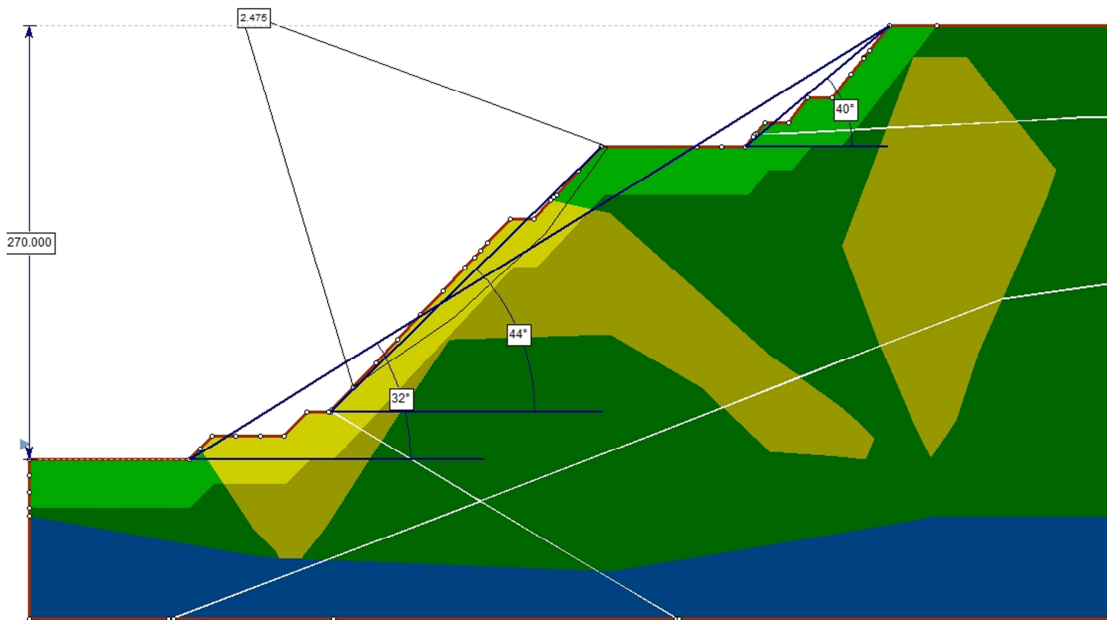


Figura 53: Perfil 1 - Caso Estático, diseño optimizado

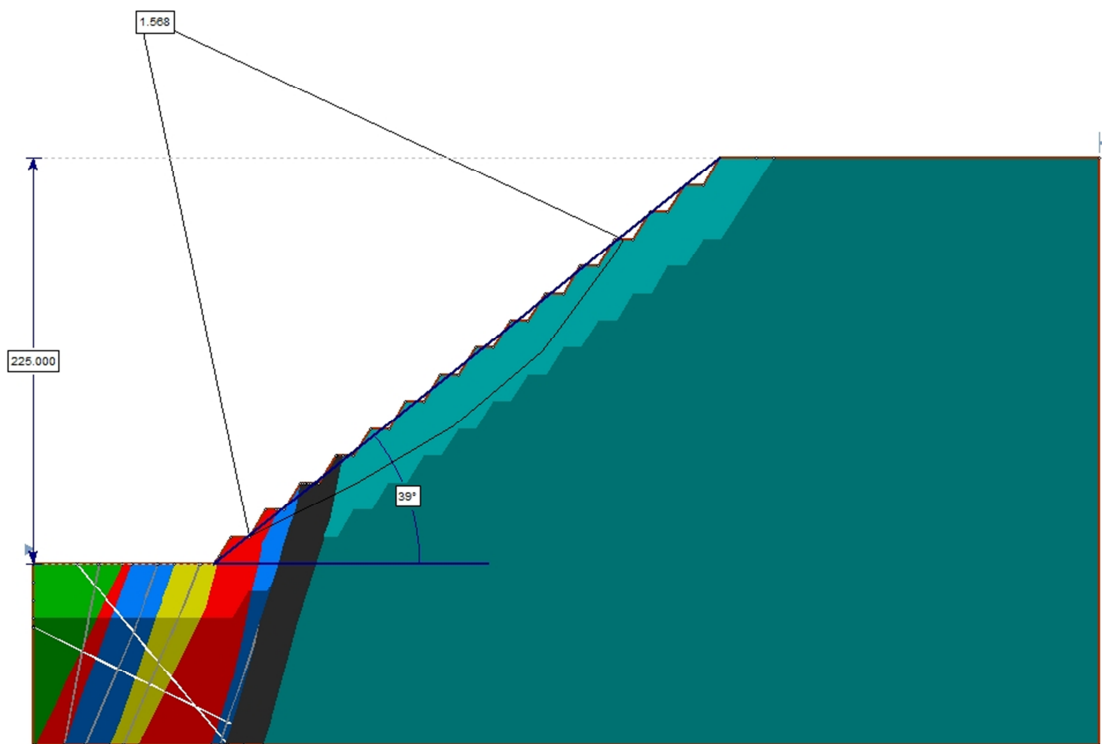


Figura 54: Perfil 2 - Caso Estático, diseño optimizado

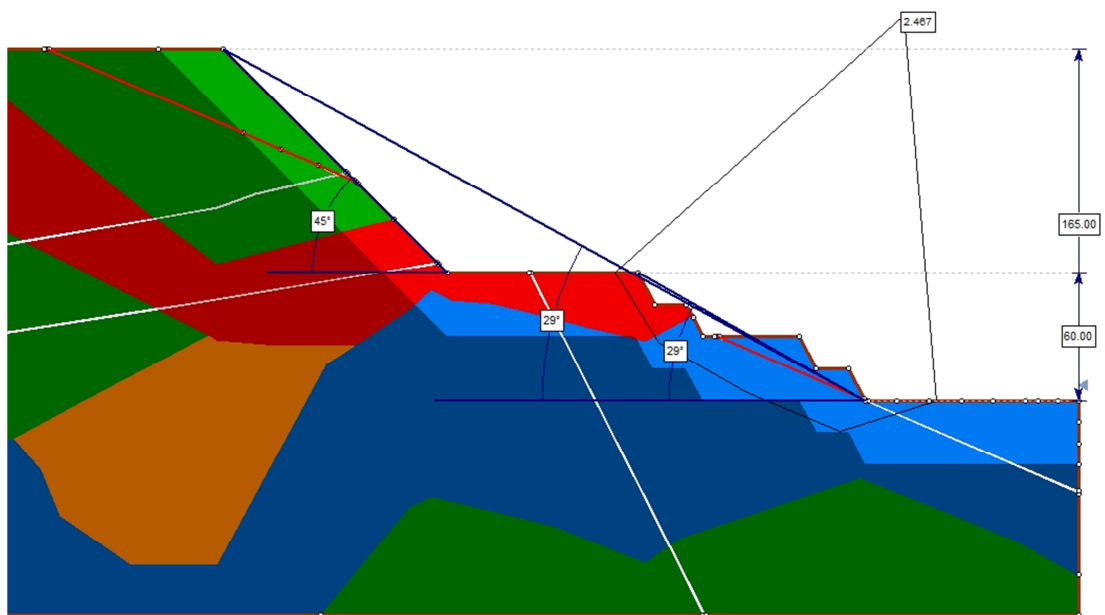


Figura 55: Perfil 3 - Caso Estático, diseño Optimizado

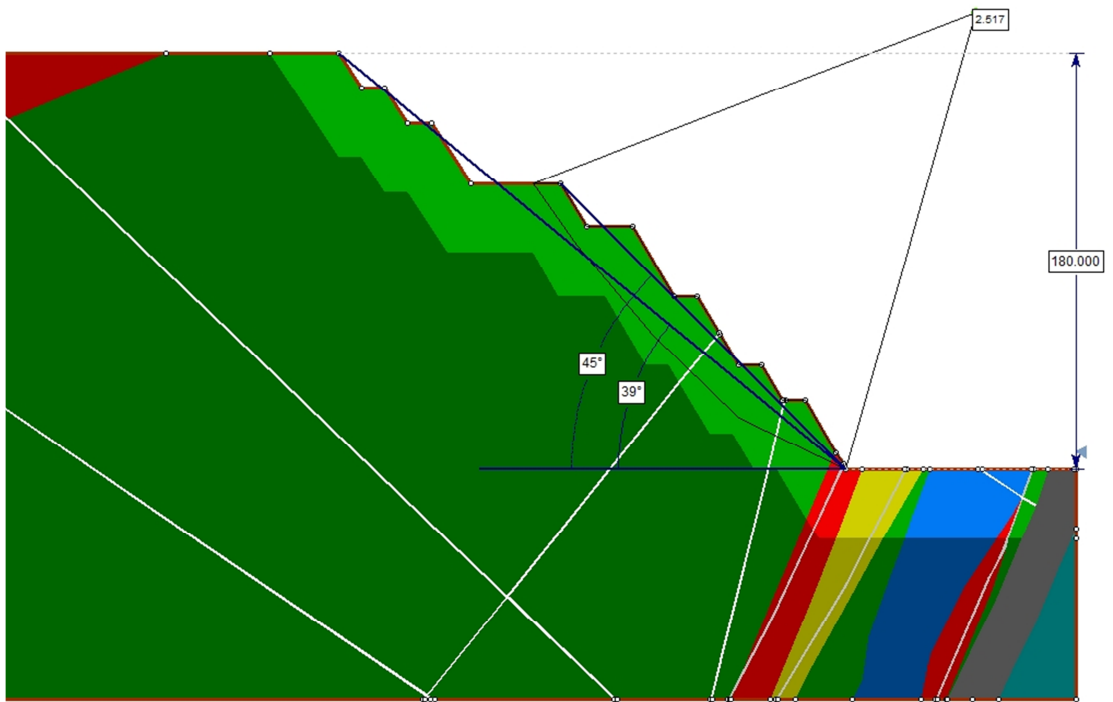


Figura 56: Perfil 4 - Caso Estático, diseño optimizado

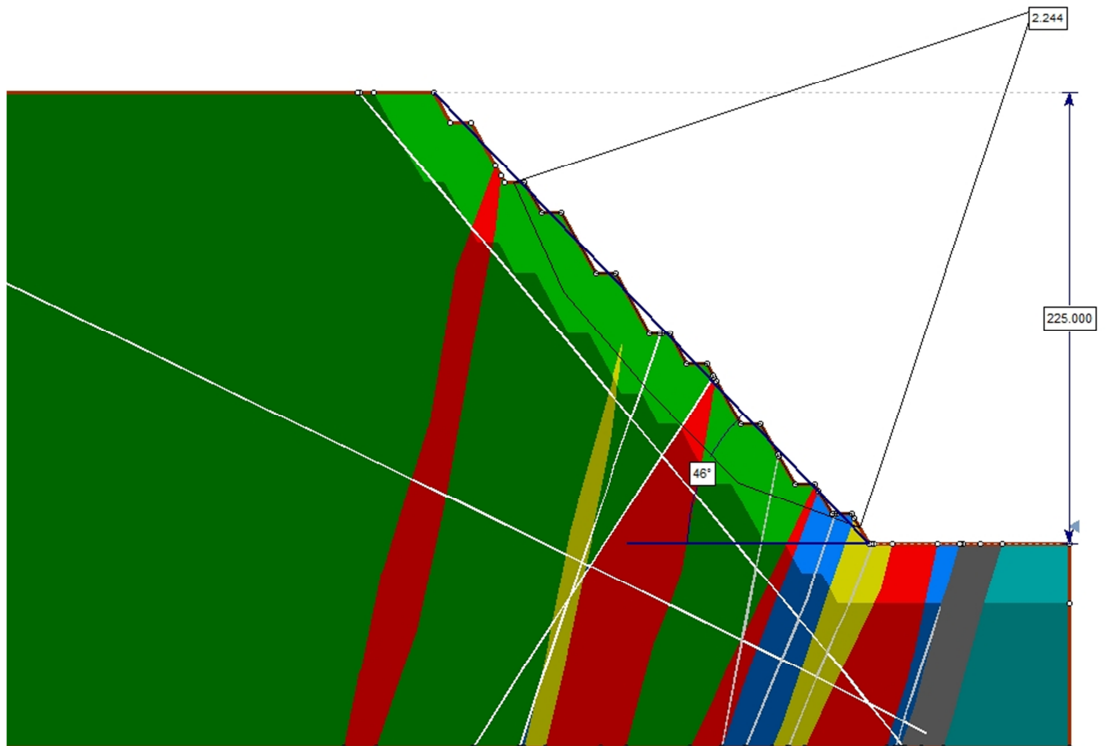


Figura 57: Perfil 5 - Caso Estático, diseño optimizado

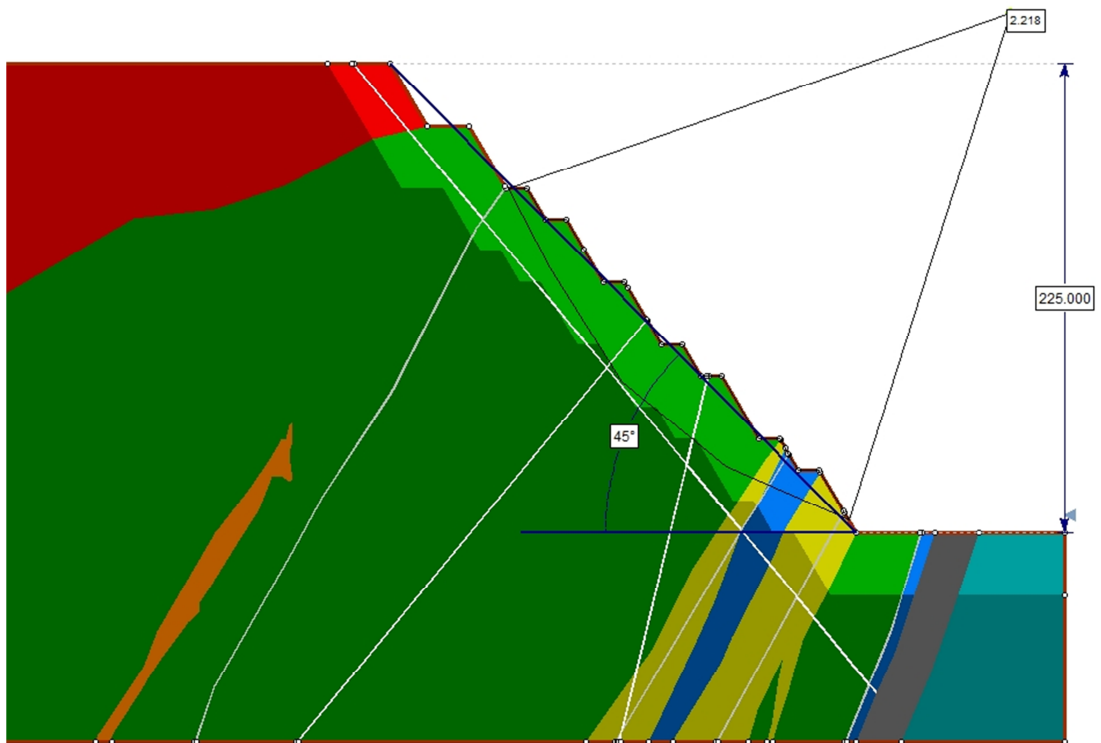


Figura 58: Perfil 6 - Caso Estático, diseño optimizado

8.2.4. Diseño optimizado dinámico

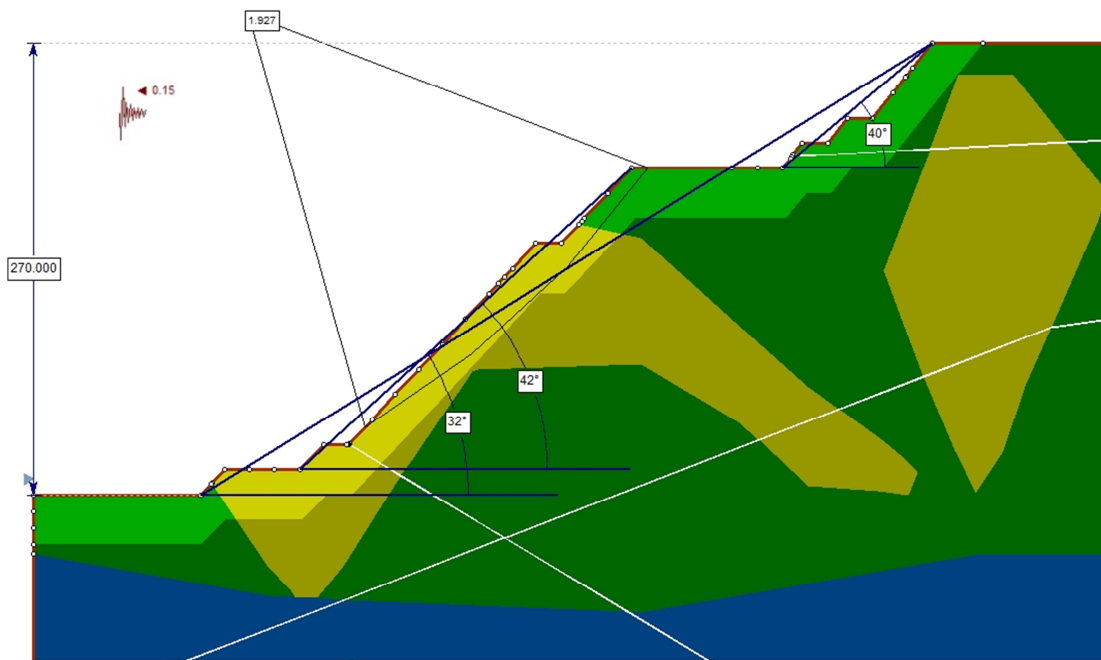


Figura 59: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño optimizado

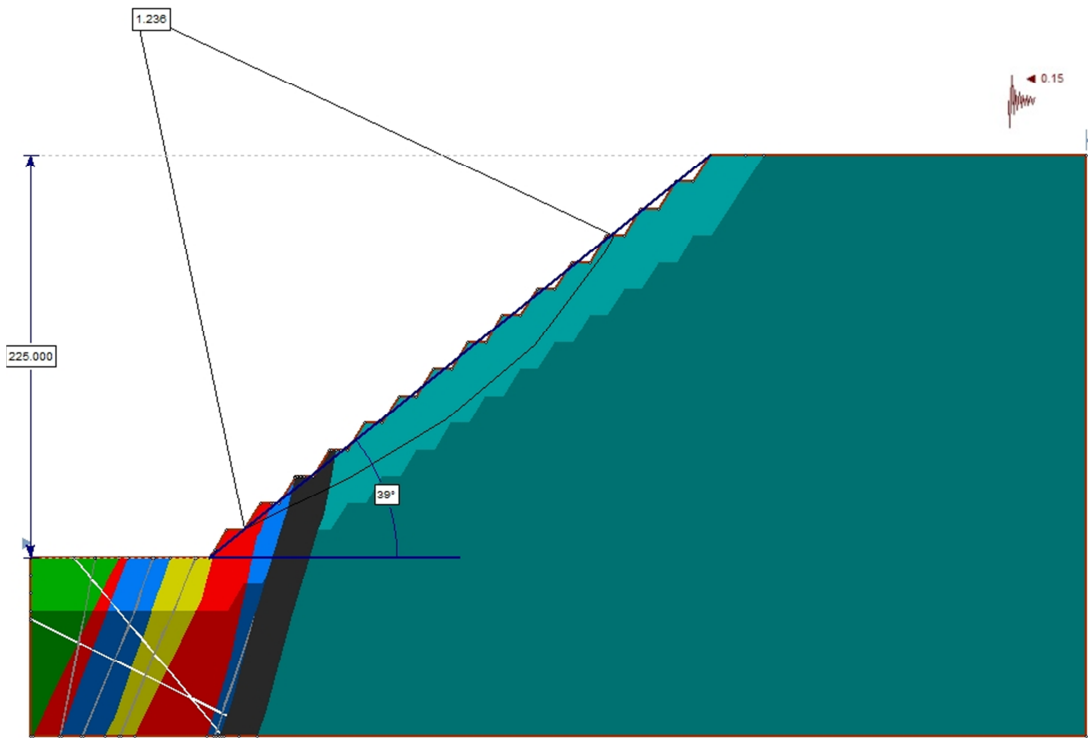


Figura 60: Perfil 2 - Caso Dinámico, diseño optimizado

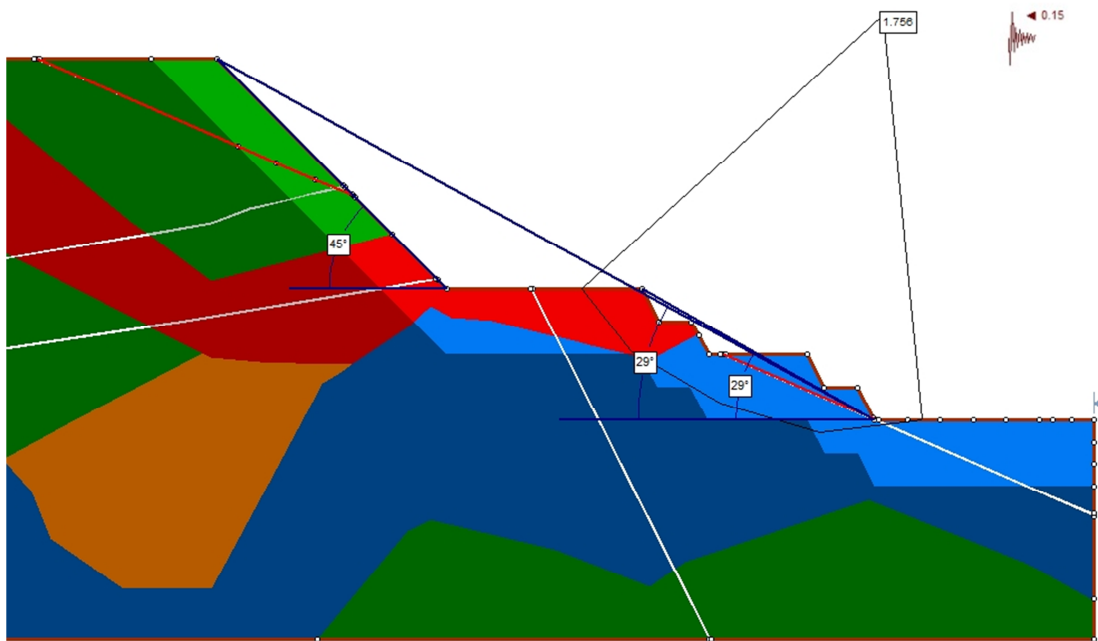


Figura 61: Perfil 3 - Caso Dinámico, diseño optimizado

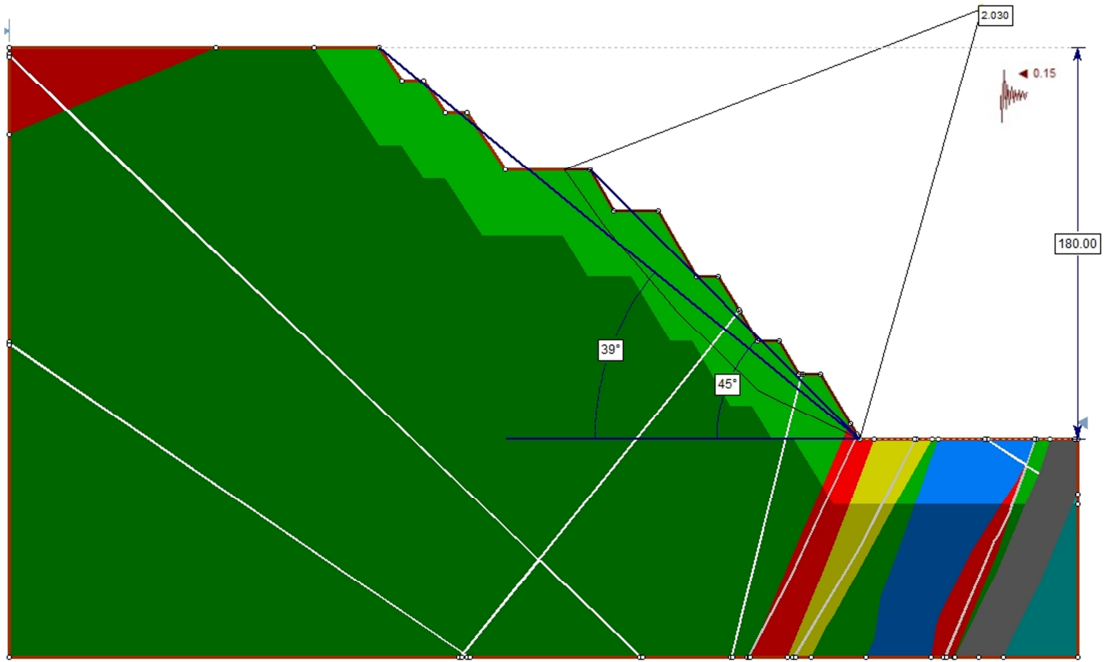


Figura 62: Perfil 4 - Caso Dinámico, diseño optimizado

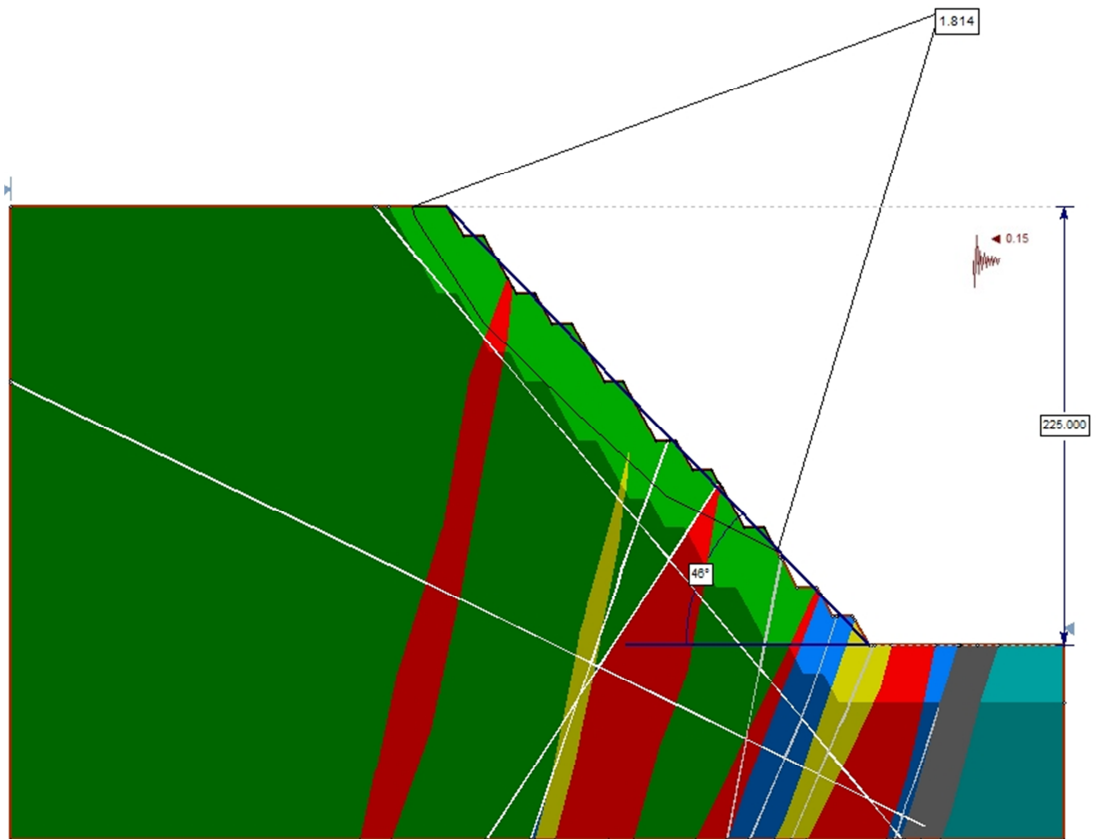


Figura 63: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño optimizado

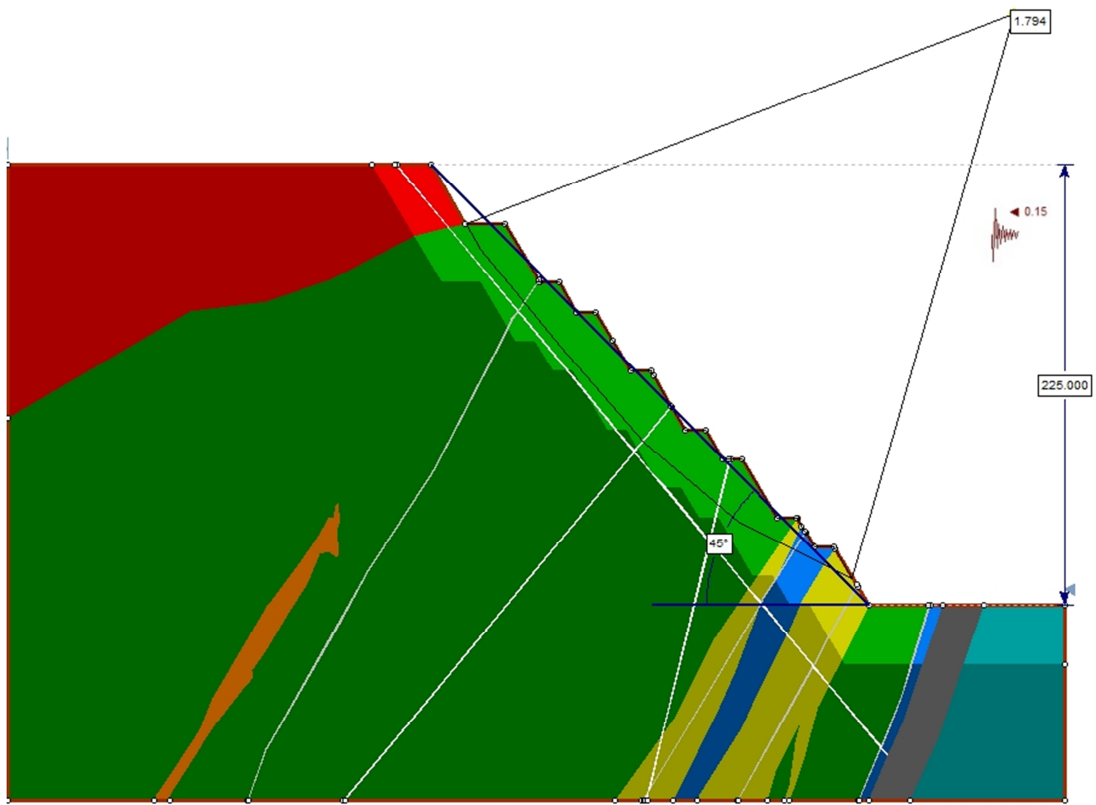


Figura 64: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño optimizado

8.2.5. Diseño optimizado en 5° estático

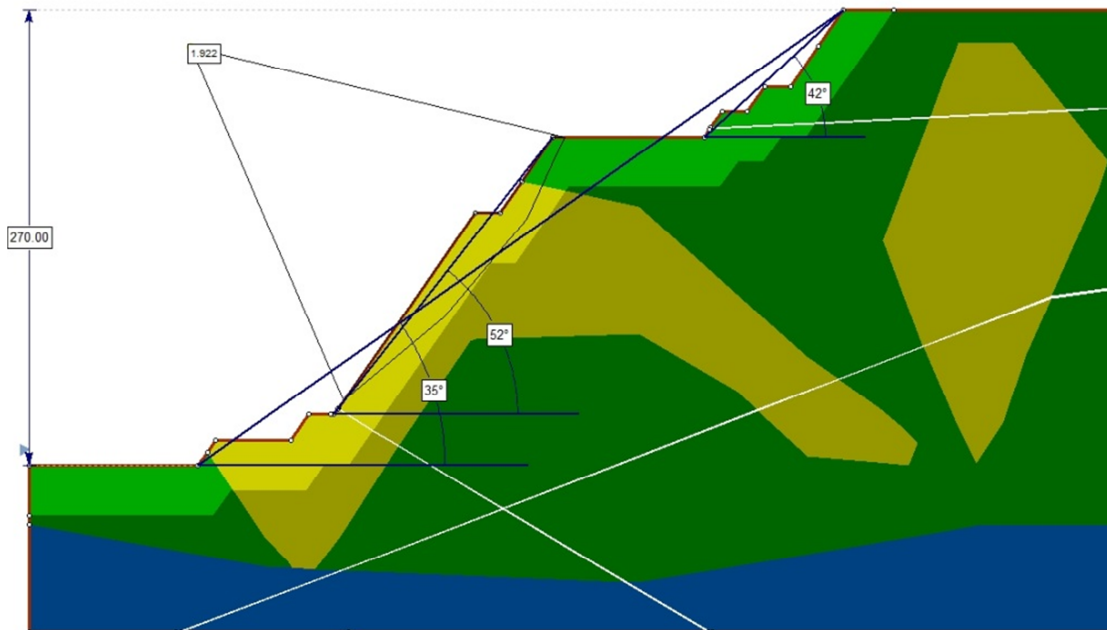


Figura 65: Perfil 1 - Caso Estático, diseño optimizado 5°

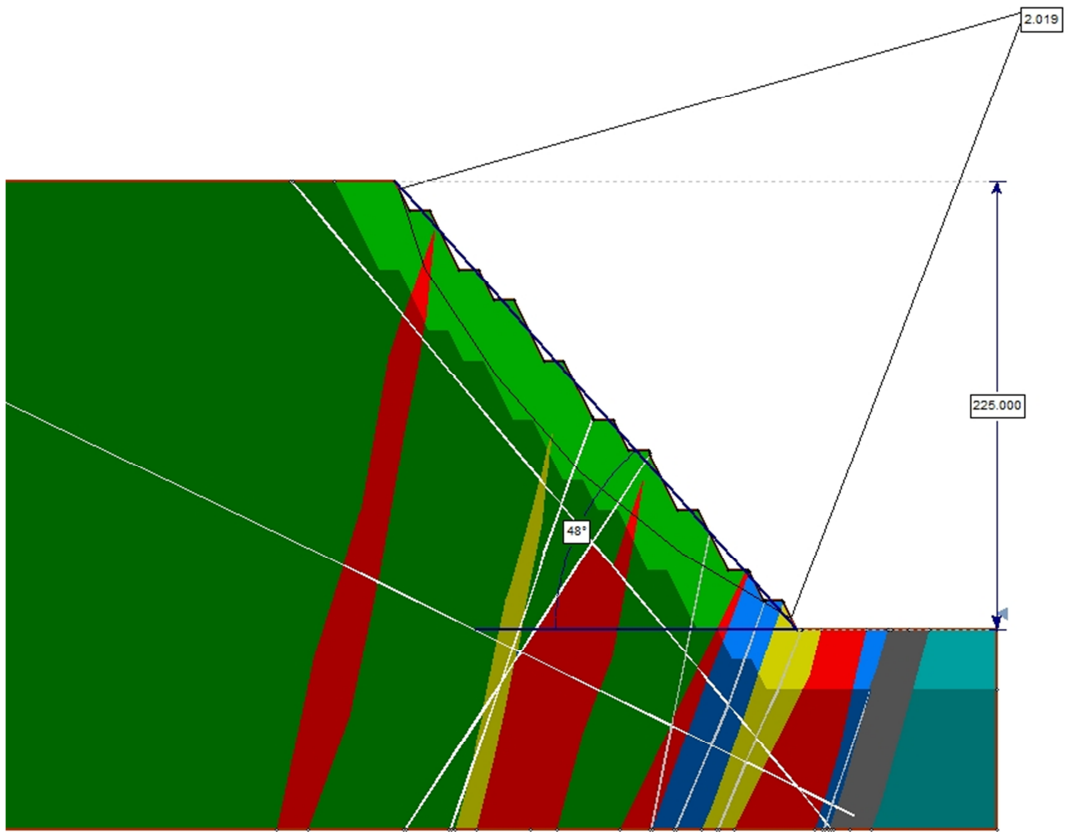


Figura 66: Perfil 5 - Caso Estático, diseño optimizado 5°

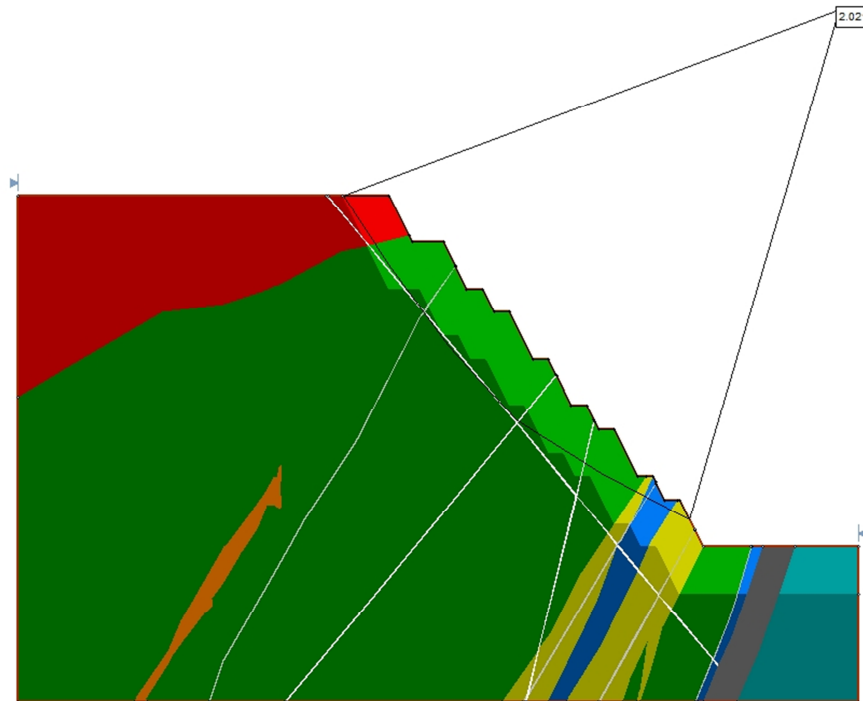


Figura 67: Perfil 6 - Caso Estático, diseño optimizado 5°

8.2.6. Diseño optimizado en 5° dinámico

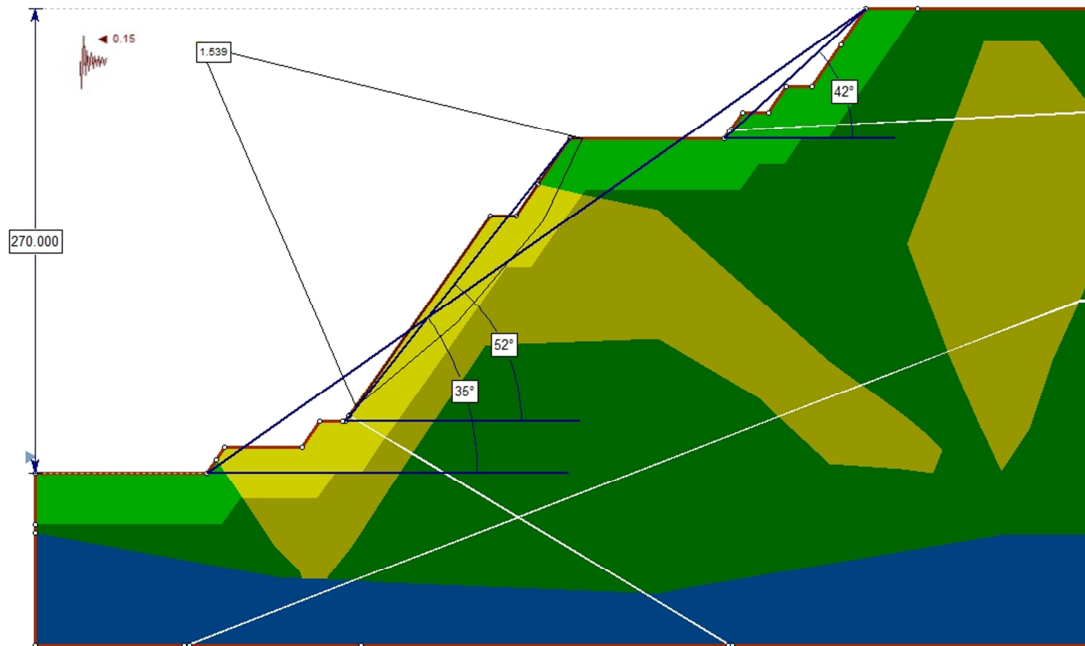


Figura 68: Perfil 1 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°

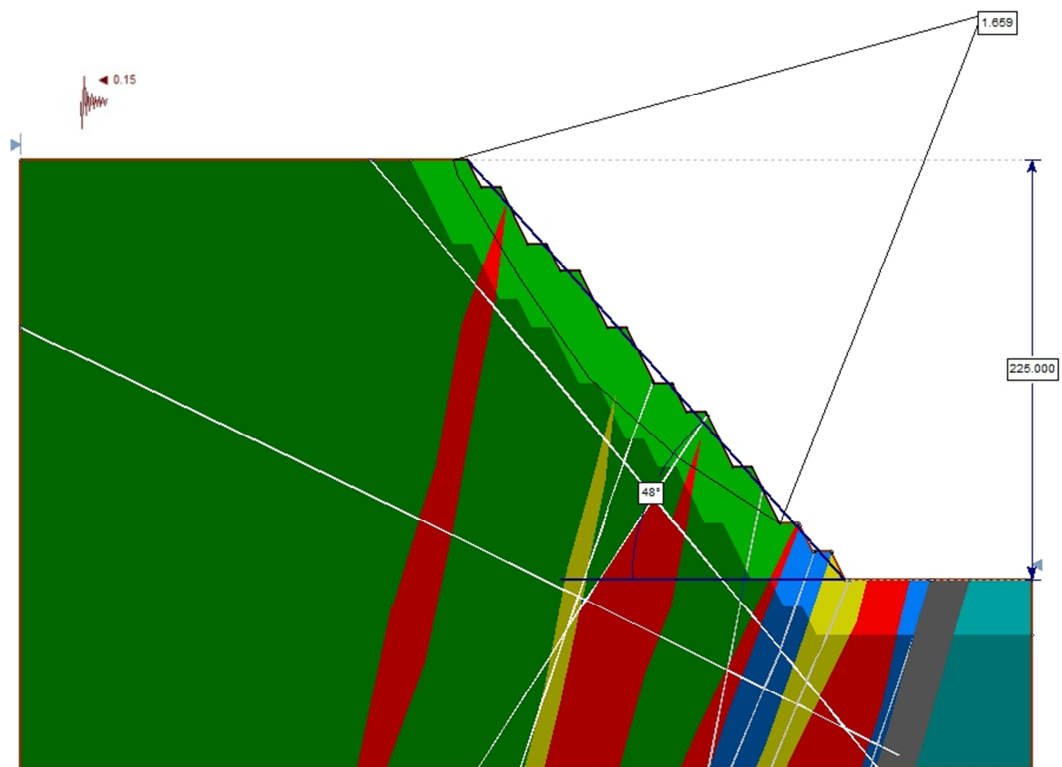


Figura 69: Perfil 5 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°

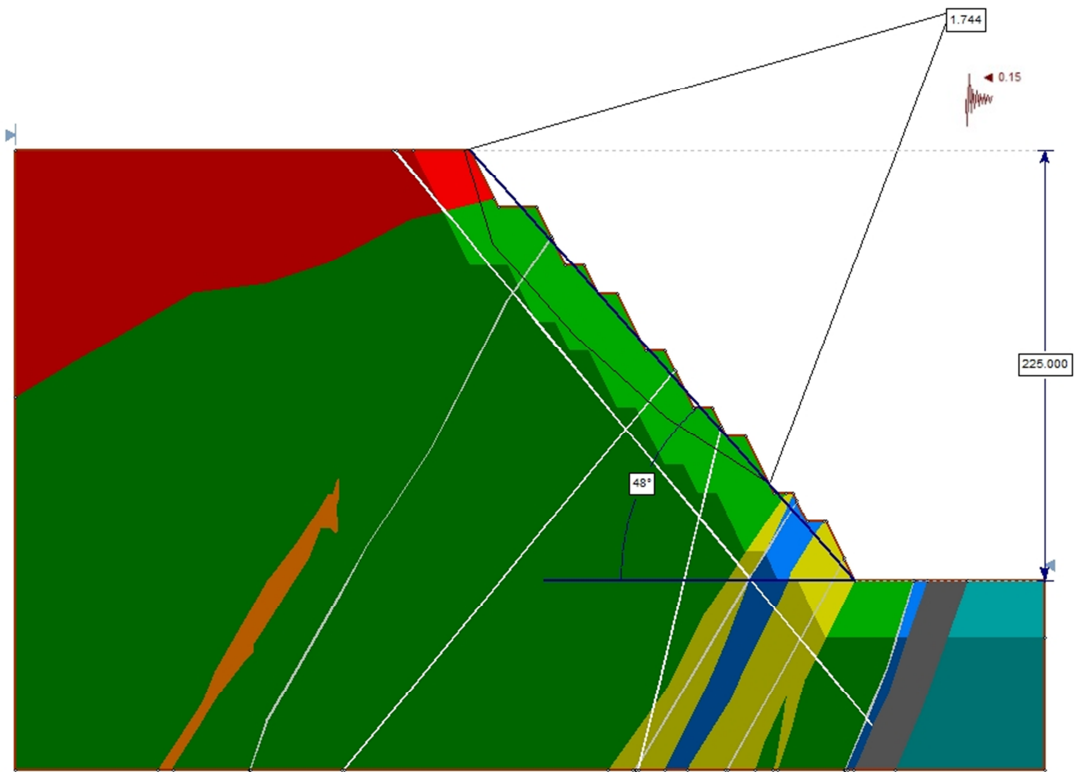


Figura 70: Perfil 6 - Caso Dinámico, diseño optimizado 5°

8.3. Dimensionamiento de equipos

8.3.1. Diseño inicial

Equipos por Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Cargador Frontal CAT-988H	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador Frontal CAT-992K	1	2	2	2	2	2	2	2	3	2	2	2	2	1
Camión carguío CAT-770G	5	8	11	12	13	12	14	14	17	15	15	15	13	3
Perforadora CAT-MD6420B	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Bulldozer CAT-D3K2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Whelldozer CAT-814F	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motoniveladora CAT-12M3	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Camión Regador CAT-773B	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2

8.3.2. Diseño optimizado

Equipos por Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Cargador Frontal CAT-988H	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador Frontal CAT-992K	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1
Camión carguío CAT 770G	5	7	10	11	12	12	13	13	14	14	15	13	9	3
Perforadora CAT MD6420B	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Perforadora Atlas Copco FlexiROC T20 R	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Bulldozer CAT D3K2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Whelldozer CAT 814F	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motoniveladora CAT 12M3	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Camión Regador CAT 773B	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2

8.3.3. Diseño optimizado en 5°

Equipos por Año	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Cargador Frontal CAT-988H	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Cargador Frontal CAT-992K	1	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	1	1
Camión carguío CAT 770G	5	7	10	11	12	12	13	13	14	13	13	13	9	4
Perforadora CAT MD6420B	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Perforadora Atlas Copco FlexiROC T20 R	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Bulldozer CAT D3K2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2	2
Whelldozer CAT 814F	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1	1
Motoniveladora CAT 12M3	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2
Camión Regador CAT 773B	2	2	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	3	2

8.4. Costos de Mina

8.4.1. Diseño inicial

Tabla 66: Resumen costos de operación mina diseño inicial

COSTOS MINA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Supervisión	263	394	525	540	540	540	540	540	592	540	525	525	416	53
Carguío	482	722	963	990	990	990	990	990	1.085	990	963	963	762	98
Transporte	6.743	10.115	13.487	13.860	13.860	13.860	13.860	13.860	15.195	13.860	13.487	13.487	10.674	1.373
Perforación	137	206	275	282	282	282	282	282	309	282	275	275	217	28
Tronadura	506	759	1.012	1.040	1.040	1.040	1.040	1.040	1.140	1.040	1.012	1.012	801	103
Apoyo	893	1.340	1.787	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	2.013	1.836	1.787	1.787	1.414	182
Servicios Terceros	482	722	963	990	990	990	990	990	1.085	990	963	963	762	98
Gastos Generales	394	591	788	810	810	810	810	810	888	810	788	788	624	80
TOTAL [kUS\$]	9.900	14.850	19.800	20.348	20.348	20.348	20.348	20.348	22.308	20.348	19.800	19.800	15.670	2.016

8.4.2. Diseño optimizado

Tabla 67: Resumen costos operación mina diseño optimizado

COSTOS MINA	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Supervisión	251	376	501	540	540	540	540	540	540	540	577	501	296	79
Carguío	459	689	919	990	990	990	990	990	990	990	1.058	919	542	145
Transporte	6.433	9.649	12.865	13.860	13.860	13.860	13.860	13.860	13.860	13.860	14.805	12.865	7.585	2.033
Perforación	168	252	336	362	362	362	362	362	362	362	386	336	198	53
Tronadura	515	773	1.031	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.186	1.031	608	163
Apoyo	852	1.278	1.704	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.961	1.704	1.005	269
Servicios Terceros	459	689	919	990	990	990	990	990	990	990	1.058	919	542	145
Gastos Generales	376	564	752	810	810	810	810	810	810	810	865	752	443	119

TOTAL [kUS\$]	9.514	14.27 0	19.02 7	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	21.89 6	19.02 7	11.21 8	3.00 7
----------------------	-------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	------------	-----------

8.4.3. Diseño optimizado en 5°

Tabla 68: Resumen costos operación mina diseño optimizado en 5°

Años	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
Supervisión	243	365	487	540	540	540	540	540	540	540	487	487	286	82
Carguío	446	669	892	990	990	990	990	990	990	990	892	892	525	150
Transporte	6.246	9.370	12.49 3	13.86 0	13.86 0	13.86 0	13.86 0	13.86 0	13.86 0	13.86 0	12.49 3	12.49 3	7.343	2.10 7
Perforación	163	245	326	362	362	362	362	362	362	362	326	326	192	55
Tronadura	500	751	1.001	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.110	1.001	1.001	588	169
Apoyo	827	1.241	1.655	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.836	1.655	1.655	973	279
Servicios Terceros	446	669	892	990	990	990	990	990	990	990	892	892	525	150
Gastos Generales	365	548	730	810	810	810	810	810	810	810	730	730	429	123
TOTAL (US\$/t)	9.238	13.85 7	18.47 6	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	20.49 8	18.47 6	18.47 6	10.86 0	3.11 5

