

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

**MÉTODO DE EXPLOTACIÓN BENCH & FILL Y SU APLICACIÓN EN MINERA
MICHILLA**

MEMORIA PARA OPTAR AL TÍTULO DE INGENIERO CIVIL DE MINAS

MIGUEL ANTONIO JORQUERA VILLAROEL

**PROFESOR GUÍA:
HANS GÖPFERT HIELBIG**

**MIEMBROS DE LA COMISIÓN
WINSTON ROCHER ANDA
JAIME CHACÓN FERNANDEZ**

**SANTIAGO DE CHILE
2015**

RESUMEN

Debido a los altos costos experimentados por Minera Michilla durante la explotación de la mina Estefanía por el método de cut & fill post room and pillar, dicha empresa se ve en la necesidad de buscar métodos alternativos técnicamente factibles a la realidad del yacimiento. Es así como se plantea la aplicación del método bench & fill en los sectores más profundos de la mina (D4 y ABW inferior).

El método de Bench & Fill en estudio consiste en una variación del tradicional Cut & Fill, en donde la explotación se hace por medio de banqueo y relleno. La secuencia de explotación sigue dos direcciones: siempre se realiza en retroceso dentro de un mismo nivel, y se efectúa de manera descendente dentro de un mismo sector.

El diseño a ejecutar en el sector D4 de la mina subterránea se encuentra compuesto por 3 bloques, abarcando profundidades desde la cota 51.5 hasta la cota -31.5. El método considera dos tipos de cámaras, primaria y secundaria. Ambas cámaras poseen una altura de 15m, siendo el ancho de estas 7m y 9m respectivamente. Además se considera la presencia de pilares de 6m entre dos cámaras continuas y una losa de 8m de altura entre dos niveles para asegurar la estabilidad de las labores. Las galerías del sector poseen una sección de 7x5m.

Tomando en cuenta los parámetros de diseño anteriormente planteados, se procede a generar un modelo computacional que permita estimar los costos directos asociados al método de explotación. Los costos se dividen dentro de ocho clases: costos de tronadura, perforación, fortificación, carguío, transporte, relleno, administración y servicios.

Para determinar los costos asociados a cada una de las áreas mencionadas, se procede de la siguiente manera:

- Determinar los principales insumos necesarios en los distintos trabajos.
- Haciendo uso de la metodología Asarco para obtener los índices operacionales de los equipos, y tomando en cuenta los índices de costos operacionales de los equipos se obtiene el costo operacional de las distintas aéreas.
- Considerando el tiempo de trabajo necesario para cumplir las labores se estima el costo de mano de obra asociado.
- Sumando los tres costos mencionados, y tomando en cuenta los metros de preparación necesarios para extraer el sector en estudio se obtiene el costo mina del método.

De acuerdo a la metodología planteada, se estima el costo mina para el bench & fill sin tomar en cuenta los costos distribuibles de otros departamentos. Es así como se obtiene un costo mina de 34,3 US\$/ton asociados al método. Al tomar en cuenta el plan minero proporcionado, se obtiene un costo total de desarrollo para el sector de 18,46 [MUS\$], siendo comparable de manera favorable con el cut & fill post room and pillar (46,5 [US\$/ton] y 31,2 [MUS\$] respectivamente).

Es así como se concluye que el método de Bench & Fill resulta ser atractivo de acuerdo a los objetivos planteados, proporcionando menores costos que el actual Cut & Fill y a su vez mejorando la seguridad del personal presente en la mina.

ABSTRACT

Taking into account the high mine costs necessary to exploit Estefania mine, Minera Michilla is being forced to look into alternative methods to apply in the underground mine. One of the available mining methods is bench & fill, which has the adequate characteristics to be applied on the deepest zones of the mine (D4 and low ABW).

The bench & fill method is a modification of the traditional cut & fill, where the material is extracted by benching and afterwards the cavity is filled with waste rock in order to improve the stability. The exploitation is done from the front to the back, and from top to bottom.

The present design in sector D4 consists of three blocks, starting from the level 51.5 and finishing in the level -31.5. The method takes into account two different kinds of stopes with a height of 15m. The primary stope has a width of 7m and the secondary stope has a width of 9m. In between two stopes on the same block there will be a 6m wide pillar, and in between two blocks there will be a 8m high crown pillar. The tunnels to be constructed on this sector of the mine will have a section of 7x5m.

Taking into account the previous parameters, a computer model will be generated. Said model will estimate the direct costs of the method. The mine cost will be divided in the following areas: drilling, blasting, fortification, hauling, transportation, filling, administration and services. The following method will be used to calculate the costs:

- Determine the main materials needed.
- Calculate de operational cycle and index using the Asarco method. Afterwards obtain the operational cost of the equipment.
- Taking into account the time needed to accomplish each cast and the number of workers, Calculate the cost of labor.
- Adding all the costs mentioned, using the ore reserves and taking into account the required preparation to extract the ore body, calculate the mine cost.

Following the previous method, the estimated cost for bench & filled resulted in 34,3 US\$/ton and a total cost of 18,46 MUS\$ to exploit the D4 sector. Comparing the results to the ones obtained through cut & fill post room and pillar (46,5 US\$/ton and 31,2 MUS\$), one can conclude that bench & fill is a better economic alternative at Estefania mine.

AGRADECIMIENTOS

Deseo darle las gracias a mi familia la cual me ha soportado y apoyado durante todos estos años de estudio, mis padres Ramón y Patria, a mis hermanos Mario y Patricia, como también a mi sobrina Javiera que tantas rabias y alegrías me ha hecho pasar. Muchas gracias a todos ellos por todo el apoyo brindado y la comprensión que me han proporcionado durante este tiempo.

También me gustaría agradecer a los profesores Hans Göpfer, Winston Rocher y Jaime Chacón, los cuales me prestaron ayuda y guiaron durante la realización de este proyecto. Sus recomendaciones y aclaraciones en aspectos técnicos fueron muy importantes para lograr mi cometido.

Agradezco a Patricio Troncoso por la oportunidad de trabajar en Minera Michilla durante la realización de este informe. Además muchas gracias a Antonio Pereira, Andres Ocaranza, Cristian Corro, Leslie, Cristian Lopez, Gustavo Valdivia, Jimmy, Eduardo y muchos otros que me prestaron ayuda en faena durante la realización de mi memoria.

Gracias a mis amigos, amigos del colegio, amigos de la U, amigos de salsa y de muchas otras partes que llegaron a formar parte de mi vida. Gracias a la Fefa, Barrientos, Miranda, Corsen, Pipe, Manuel, Pimentel, Charlotte..... también muchas gracias a Cris, Duque, Pancho, Feto, JC, Jeldres, Felipe, Doli, y tantos otros que se me quedan en el tintero. A mis amigos que me despertaban en clases, que me prestaban apuntes, que venían a los asados, que acompañaron en las salidas a calle Suecia, Bellavista, y tantos otros lugares. A todas las personas que me subían el ánimo cuando estaba cansado.

Gracias a todos ellos y a muchos más, ahora a comenzar una nueva etapa.

TABLA DE CONTENIDO

1	Introducción	1
1.1	Objetivos	2
1.1.1	Objetivo general	2
1.1.2	Objetivos específicos	2
1.2	Alcances	2
2	Antecedentes	4
2.1	Geomecánica	4
2.1.1	Clasificación del macizo rocoso	4
2.2	Método de explotación sub level stoping	7
2.2.1	Diseño de Caserones	8
2.2.2	Geometría y dimensiones del caserón	9
2.2.3	Definición de dimensiones del caserón	9
2.2.4	Labores de preparación para Sublevel Stoping	12
2.3	Método cut & fill post room & pillar	16
2.3.1	Diseño de bloques	17
2.3.2	Labores de preparación	18
2.3.3	Malla de pilares	18
2.3.4	Desarrollos de producción	19
2.3.5	Secuencia de explotación	19
2.3.6	Relleno	21
2.3.7	Perforación y tronadura de producción CFPRP	21
2.3.8	Fortificación Cut & Fill Post Room and Pillar	23
2.4	Método bench & fill	24
2.4.1	Diseño de bloques	24
2.4.2	Labores de preparación bench and fill	25
2.4.3	Secuencia de explotación	27
2.4.4	Perforación y tronadura	27
2.5	Relleno	28
2.5.1	Relleno seco	28
2.5.2	Relleno hidráulico	29
2.5.3	Relleno hidráulico cementado	29
2.5.4	Relleno de pasta	29
2.5.5	Relleno compositado	29
2.6	Metodología Asarco	30
3	Diseño y aplicación de Bench & Fill	34
3.1	Diseño sector D4	35
3.2	Diseño sector ABW Inferior	46
3.3	Estrategia de explotación sector D4	48
3.4	Estrategia de explotación sector ABW inferior	49
3.5	Extracción y relleno simultáneo	51
4	Operaciones Unitarias	52

4.1	<i>Rendimientos y tiempos relevantes</i>	52
4.1.1	Perforación	52
4.1.2	Tronadura	53
4.1.3	Fortificación	53
4.1.4	Carguío	54
4.2	<i>Desarrollo de galerías</i>	54
4.2.1	Perforación	55
4.2.2	Tronadura	57
4.2.3	Fortificación	58
4.2.4	Carguío	59
4.2.5	Transporte	60
4.3	<i>Cámaras de producción primarias</i>	61
4.3.1	Perforación y tronadura	61
4.3.2	Carguío y transporte	63
4.3.3	Relleno	64
4.4	<i>Cámara Secundaria de Producción</i>	65
4.4.1	Perforación y tronadura	65
4.4.2	Carguío y transporte	67
4.4.3	Relleno	68
4.4.4	Fortificación	68
5	Estimación de Costos bench & fill	70
5.1	<i>Costos desarrollo de galerías</i>	70
5.1.1	Costos de perforación	70
5.1.2	Costo Tronadura	73
5.1.3	Costo de Fortificación	76
5.1.4	Costo de Carguío y Transporte	78
5.1.5	Costo Total Construcción de túneles	81
5.2	<i>Cámara Primaria</i>	82
5.2.1	Costo de Perforación	82
5.2.2	Costo Tronadura	84
5.2.3	Costo de Relleno	86
5.2.4	Costo de Carguío	86
5.2.5	Costo de Transporte	88
5.2.6	Costo Total Construcción de Cámaras Primarias	88
5.3	<i>Cámara Secundaria</i>	89
5.3.1	Costo de Perforación	89
5.3.2	Costo Tronadura	91
5.3.3	Costo de Fortificación	93
5.3.4	Costo de Relleno	95
5.3.5	Costo de Carguío	95
5.3.6	Costo de Transporte	96
5.3.7	Costo Total Construcción de Cámaras Secundarias	97
5.4	<i>Galería de producción</i>	97
5.5	<i>Costos Generales</i>	98
5.5.1	Costos Administrativos	98
5.5.2	Costos de Servicio	100
5.6	<i>Costos Totales</i>	102
5.7	<i>Evaluación Económica</i>	104

5.7.1	Evaluación Método Bench & Fill	105
5.7.2	Evaluación Método cut & fill post room and pillar	106
6	Conclusiones y recomendaciones	107
7	Bibliografía	108
8	Anexo A - Especificaciones técnicas equipos	110
8.1	<i>Boomer 282</i>	110
8.2	<i>AirRoc D65</i>	111
8.3	<i>LH410</i>	111
8.4	<i>AD55 Ficha Técnica</i>	112
8.5	<i>BOLTEC</i>	113
8.6	<i>Charmec MC 605</i>	114

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1: parámetros diseño SLS	8
Tabla 2: Parámetros de diseño cut & fill	22
Tabla 3: Índices Asarco equipos de perforación	31
Tabla 4: Índices Asarco equipos de fortificación	32
Tabla 5: Índices Asarco equipos de tronadura.....	32
Tabla 6: Índices Asarco equipos de carguío	33
Tabla 7: Parámetros Diseño D4.....	36
Tabla 8: Reservas sector D4	37
Tabla 9: Parámetros diseño bloque 1 sector ABW inferior	47
Tabla 10: Parámetros diseño bloque 2 sector ABW inferior	47
Tabla 11: Parámetros diseño bloque 3 sector ABW inferior	48
Tabla 12: Parámetros equipos de perforación	53
Tabla 13: Parámetros equipos de tronadura	53
Tabla 14: Parámetros equipos de fortificación	54
Tabla 15: Parámetros equipos de carguío.....	54
Tabla 16: Parámetros diseño galería sector D4	55
Tabla 17: Detalle de pozos a perforar.....	56
Tabla 18: Parámetros de diseño de perforación.....	57
Tabla 19: Cantidad de explosivos a utilizar.....	57
Tabla 20: Parámetros de diseño tronadura	57
Tabla 21: Parámetros de explosivos	58
Tabla 22: Peso relativo de explosivos	58
Tabla 23: Índices de consumo insumos fortificación	59
Tabla 24: Equipos a utilizar fortificación	59
Tabla 25: Resultados relevantes carguío	59
Tabla 26: Equipos de transporte	60
Tabla 27: Parámetros diseño perforación para cámaras primarias	61
Tabla 28: Consumo explosivos tronadura cámara primaria	63
Tabla 29: Parámetros de los explosivos	63
Tabla 30: Peso relativo de los explosivos.....	63
Tabla 31: Resultados proceso de carguío	64
Tabla 32: Resultados proceso de transporte	64
Tabla 33: Resultados proceso de relleno	64
Tabla 34: Parámetros diseño perforación para cámaras secundarias	65
Tabla 35: Cantidad de explosivos tronadura cámaras secundarias.....	67
Tabla 36: Parámetros explosivos	67
Tabla 37: Peso relativo explosivos	67
Tabla 38: Resultados proceso de carguío cámaras secundarias	68
Tabla 39: Resultados proceso de transporte cámaras secundarias	68
Tabla 40: Resultados proceso de relleno cámaras secundarias	68
Tabla 41: Parámetros de diseño fortificación	69
Tabla 42: Parámetros de diseño de galerías.....	71
Tabla 43: Vida útil aceros de perforación	71
Tabla 44: Costo aceros de perforación	71
Tabla 45: Costo operacional perforación - Rocket Boomer 282.....	72

Tabla 46: Costo mano de obra perforación	72
Tabla 47: Costos unitarios insumos de tronadura.....	74
Tabla 48: Costo total insumos tronadura.....	74
Tabla 49: Costo operacional cargador neumático de ANFO.....	75
Tabla 50: Costo operacional Nissan Terrano - Transporte explosivos.....	75
Tabla 51: Costo mano de obra tronadura.....	75
Tabla 52: Costo total insumos fortificación	76
Tabla 53: Costo de operación brokk.....	77
Tabla 54: Costo de operación Jumbo Boltec	77
Tabla 55: Costo de operación shotcretera.....	77
Tabla 56: Costo mano de obra fortificación	78
Tabla 57: Costo operación LH410.....	79
Tabla 58: Costo Mano de Obra Carguío.....	79
Tabla 59: Costo Contratos Transporte.....	80
Tabla 60: Costo Total Transporte Mineral	80
Tabla 61: Costo Total Estéril.....	81
Tabla 62: Parámetros Diseño Perforación	82
Tabla 63: Índice de desgaste aceros perforación	82
Tabla 64: Costos aceros perforación	83
Tabla 65: Costo operativo AirRock D65	83
Tabla 66: Costo mano de obra perforación cámara primaria	83
Tabla 67: Costo perforación cámara primaria	84
Tabla 68: Costo explosivos cámara primaria	84
Tabla 69: Costo operativo Nissan Terrano	85
Tabla 70: Costo mano de obra tronadura cámara primaria	85
Tabla 71: Costo transporte de relleno.....	86
Tabla 72: Costo operación LH410.....	87
Tabla 73: Costo mano de obra carguío cámara primaria.....	87
Tabla 74: Costo de transporte mineral cámara primaria.....	88
Tabla 75: Parámetros Diseño Perforación cámara secundaria	89
Tabla 76: Índice desgaste aceros perforación.....	89
Tabla 77: Costo aceros de perforación cámara secundaria.....	90
Tabla 78: Costo operativo AirRock D65	90
Tabla 79: Costo mano de obra perforación cámara secundaria.....	90
Tabla 80: Costo explosivos cámara secundaria.....	91
Tabla 81: Costo operativo Nissan Terrano	92
Tabla 82: Costo mano de obra tronadura cámara secundaria.....	92
Tabla 83: Costo insumos de fortificación cámara secundaria	93
Tabla 84: Costo operativo perforadora radial cámara secundaria	93
Tabla 85: Costo mano de obra fortificación cámara secundaria	94
Tabla 86: Costo de relleno cámara secundaria	95
Tabla 87: Costo operativo LH410	95
Tabla 88: Costo mano de obra carguío cámara secundaria	96
Tabla 89: Costo de transporte cámara secundaria	96
Tabla 90: Dotación administrativa bench & fill	98
Tabla 91: Costo mano de obra administrativo.....	99
Tabla 92: Cantidad de camionetas necesarias bench & fill.....	99
Tabla 93: Costo total arriendo vehículos.....	99

Tabla 94: Consumo de combustible	100
Tabla 95: Costo total de combustible	100
Tabla 96: Costo sistema de drenaje	101
Tabla 97: Costo de energía eléctrica.....	101
Tabla 98: Costo de sistema de ventilación	101
Tabla 99: Costo de sistema de compresores	101
Tabla 100: Costo total servicios bench & fill	102
Tabla 101: Requerimientos de trabajo bench & fill	102
Tabla 102: Producción objetivo sector D4	102
Tabla 103: Costo construcción galería en estéril.....	103
Tabla 104: Costo construcción galería en mineral	103
Tabla 105: Costo construcción cámara primaria	103
Tabla 106: Costo construcción cámara secundaria.....	103
Tabla 107: Costo construcción galería de producción.....	104
Tabla 108: Costo producción Bench & Fill.....	104
Tabla 109: Detalle reservas bench & fill	105
Tabla 110: Parámetros evaluación bench & fill	105
Tabla 111: Resultados evaluación bench & fill.....	106
Tabla 112: Detalle reservas cut & fill.....	106
Tabla 113: Parámetros evaluación cut & fill	106
Tabla 114: Resultados evaluación cut & fill	106

ÍNDICE DE FIGURAS

Ilustración 1: Medición de longitud del sondeo	4
Ilustración 2: Clasificación del macizo rocoso por GSI	6
Ilustración 3: Esquema método sublevel stoping	7
Ilustración 4: Radio hidráulico	10
Ilustración 5: Gráfica de Mathews estabilidad de caserones - S.B.V. Stewart, <i>CIM Bulletin July/August</i> . 1995 Vol.88 No.992	11
Ilustración 6: Isométrico diseño SLS.....	12
Ilustración 7: Esquema sublevel stoping	14
Ilustración 8: Vista en planta del nivel de producción	14
Ilustración 9: Método de explotación cut and fill.....	16
Ilustración 10: Ilustración método room & pillar.....	17
Ilustración 11: Sección pivote con acceso a 3 tajadas	18
Ilustración 12: Vista en planta malla de pilares.....	19
Ilustración 13: Secuencia de extracción 01	20
Ilustración 14: Secuencia de extracción 02	20
Ilustración 15: Secuencia de extracción 03	21
Ilustración 16: Secuencia de extracción de mineral y relleno de tajada.....	21
Ilustración 17: Diagrama tronadura C&F.....	22
Ilustración 18: Isométrico de fortificación techo.....	23
Ilustración 19: Esquema Bench & Fill	24
Ilustración 20: diseño bloques de explotación.....	25
Ilustración 21: Isométrico de nivel superior e inferior bench and fill	26
Ilustración 22: Diagrama tronadura B&F.....	27
Ilustración 23: Introducción relleno B&F- <i>Handbook on Mine Fill</i> .2005 , pág. 24.....	28
Ilustración 24: Tiempos de metodología ASARCO	30
Ilustración 25: Representación cámaras bench & fill.....	34
Ilustración 26: Mina Estefanía.....	35
Ilustración 27: Vista lateral sector D4	35
Ilustración 28: Diseño labores sector D4.....	36
Ilustración 29: Vista en planta reservas nivel 31.5	37
Ilustración 30: Vista en planta reservas nivel 51.5	38
Ilustración 31: Cámaras bloque 1	38
Ilustración 32: Vista en Planta bloque 1	39
Ilustración 33: Diseño nivel 51.5.....	39
Ilustración 34: Diseño nivel 31.5.....	40
Ilustración 35: Vista lateral bloque 1.....	40
Ilustración 36: Vista en Planta Nv 18.....	40
Ilustración 37: Vista en Planta Nv -2	41
Ilustración 38: Vista Lateral Bloque 2.....	41
Ilustración 39: Vista en Planta Camaras Bloque 2	41
Ilustración 40: Vista lateral Bloque 2.....	42
Ilustración 41: Vista en Planta Diseño Nv .2.....	42
Ilustración 42: Vista en planta Diseño Nv 18.....	42
Ilustración 43: Vista en Planta Nv -15.....	43
Ilustración 44: Vista en Planta Nv -35.5.....	43

Ilustración 45: Cámaras Bloque 3	44
Ilustración 46: Cámaras Bloque 3	44
Ilustración 47: Cámaras Bloque 3 perfil.....	45
Ilustración 48: Diseño Nv -15.5	45
Ilustración 49: Diseño Nv. -35.5	45
Ilustración 50: Sector ABW inferior	46
Ilustración 51: Parámetros diseño sector ABW inferior.....	47
Ilustración 52: Diseño sector D4	49
Ilustración 53: Distribución de unidades de explotación sector ABW inferior.....	49
Ilustración 54: Estrategia de extracción y relleno simultáneo.....	51
Ilustración 55: Sección transversal de galerías.....	55
Ilustración 56: Diagrama de perforación túnel	56
Ilustración 57: Diagrama rainura.....	56
Ilustración 58: Diagrama tronadura cámara primaria.....	62
Ilustración 59: Diagrama tronadura tiros auxiliares cámara primaria	62
Ilustración 60: Diagrama tronadura cámara secundaria	66
Ilustración 61: Diagrama tronadura tiros auxiliares cámara secundaria.....	66

1 Introducción

En minería subterránea existe un gran número de métodos de explotación disponibles para ser aplicados en los distintos cuerpos mineralizados, donde cada uno cuenta con características propias que proporcionan distintas ventajas y desventajas al momento de ser aplicados. Es por lo anterior que es de gran importancia para el negocio minero seleccionar de manera correcta el método de explotación a utilizar, ya que un método no acorde a la realidad de la mina puede ocasionar grandes pérdidas, tanto de carácter económico como humano.

Uno de los aspectos relevantes de la minería subterránea son los cambios que esta puede experimentar durante sus años de producción, donde la implementación de nuevas tecnologías, variaciones en los precios de insumos, como también el constante incremento en la profundidad de las labores, pueden conducir a la necesidad de realizar fuertes cambios en los parámetros de diseño del método seleccionado.

Es dentro de este marco que diversas empresas mineras se han visto en la necesidad de investigar y aplicar variaciones en los métodos de explotación utilizados. En Chile destacan los avances logrados en los métodos masivos de hundimiento, Block y Panel Caving, pero los métodos de explotación más selectivos no han logrado obtener el mismo grado de innovación y presencia dentro de la industria nacional.

La actualidad de la mina Estefanía de Minera Michilla S.A. puede ser resumida por el desafiante estado en el cual se encuentra, en donde el método Cut & Fill aplicado actualmente en los sectores más profundos no presenta una alta rentabilidad. Esto se debe principalmente a dos factores, el bajo índice productividad que presenta el método y los altos costos asociados a la aplicación de este, producto de las numerosas labores de fortificación necesarias para alcanzar un grado suficiente de seguridad y el alto grado de selectividad del método. Es así como Minera Michilla busca superar dichos problemas mediante una modificación del método de explotación utilizado, cambiando el ya mencionado Cut & Fill por el método Bench & Fill.

El principal factor que lleva a la elección del método Bench & Fill como el reemplazante del Cut & Fill es el importante aumento en productividad y seguridad al personal que este método significa, sin dejar de lado por completo el grado de selectividad necesario para explotar el cuerpo mineralizado presente en la mina Estefanía. Es también importante mencionar que la empresa ya cuenta con la totalidad de la maquinaria necesaria para la aplicación del método, producto de la anterior utilización de estas en el método Sublevel Stoping usado en otros sectores de la mina.

Pero la implementación de un nuevo sistema de explotación no es una tarea fácil, ya que esta conlleva un gran número de evaluaciones, estudios y análisis necesario para la correcta aplicación del método. Es así como nace el requerimiento del presente caso estudio del método Bench & Fill, donde se busca presentar de manera ordenada y detallada los

principales parámetros de diseño a utilizar, como también evaluar de manera clara los costos asociados a la producción de la mina en caso de aplicar el método en estudio.

1.1 Objetivos

1.1.1 Objetivo general

El objetivo general consiste en realizar una estimación de los costos asociados al método bench & fill en la forma del OPEX, para luego determinar su eficacia por medio de una comparación con el método actual cut & fill post room and pillar.

1.1.2 Objetivos específicos

A continuación se proponen los siguientes objetivos específicos:

- Descripción y revisión de la necesidad de aplicar bench & fill en la mina Estefanía.
- Aplicabilidad del método bench & fill en los sectores ABW y D4 de la mina.
- Presentar los parámetros relevantes de diseño del nivel piloto, secuencia de explotación y operaciones unitarias necesarias.
- Desarrollar una evaluación económica del método en estudio, estimando los distintos costos relacionados e inversiones a incurrir en su aplicación.
- Generar un modelo computacional que permita estimar los costos del método bench & fill aplicado en Minera Michilla.

1.2 Alcances

El presente trabajo tiene como objetivo final evaluar la aplicación del método Bench & Fill en la mina subterránea Estefanía en dos aspectos, , los aspectos técnico y económico de los niveles piloto a desarrollarse en los sectores ABW y D4 de la mina.

La arista técnica de la evaluación a desarrollar tendrá como base el diseño de las distintas labores tales como: nivel de perforación, nivel de carguío, caserones, pilares, accesos, ventilación, entre otros. Además, se definirá una secuencia de explotación y las operaciones unitarias necesarias para la correcta aplicación del Bench & Fill. Durante la realización del informe se contó con el apoyo de ingenieros de la superintendencia de minas, en las áreas de geomecánica y tronadura.

Una vez definido el diseño del nivel piloto se procederá a efectuar la evaluación económica del método, a partir de la cual se busca obtener índices económicos que permitan realizar comparaciones con respecto al método de Cut & Fill anteriormente utilizado. Para la evaluación económica del método se tienen las siguientes consideraciones:

- La estimación de los costos no considera los costos distribuibles, tan solo los costos directos del proceso. Históricamente los costos distribuibles son un 15% de los costos totales.
- Las labores de construcción se dividen en tres tipos: construcción de túneles, construcción de cámaras primarias y construcción de cámaras secundarias.
- Los tipos de labores mencionados a su vez se dividen de acuerdo a los siguientes costos: costo de perforación, tronadura, fortificación, carguío y transporte.
- Se calculan los costos de administración y servicios para el método de acuerdo a las necesidades totales de la mina.
- Se hace uso de la metodología Asarco para el cálculo de tiempos de ciclo y rendimiento.

2 Antecedentes

La memoria de título se basa en la aplicación del método Bench & Fill en la mina subterránea Estefanía, luego es necesario hacer mención de los distintos métodos de explotación actualmente utilizados. Es así como se definen las principales características de los métodos Sublevel Stopping (SLS) y Cut & Fill (C&F).

2.1 Geomecánica

2.1.1 Clasificación del macizo rocoso

La elaboración de un diseño minero requiere la aplicación de una serie de métodos empíricos y criterios geotécnicos para clasificar al macizo rocoso. Estos tienen como objetivo zonificar las distintas unidades presentes en el yacimiento, facilitando así el diseño de las excavaciones subterráneas futuras. Los principales métodos utilizados se detallan a continuación:

➤ Índice de calidad de la roca (RQD)

Corresponde a una estimación de la calidad del macizo rocoso, la cual se define por el porcentaje de testigos con una longitud mayor a 10 cm (sin considerar roturas producto del proceso de perforación) con respecto de la longitud total de sondeo.

$$RQD = \frac{\sum \text{Length of core pieces} > 10 \text{ cm length}}{\text{Total length of core run}} \times 100\%$$

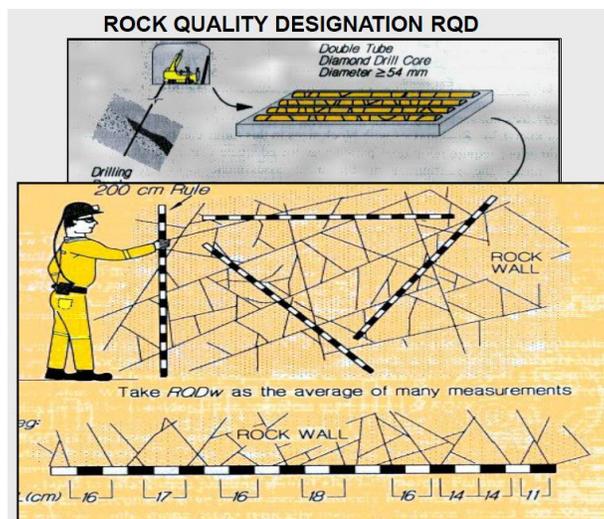


Ilustración 1: Medición de longitud del sondeo

➤ Clasificación de Bieniawski (1973)

El método de clasificación de Bieniawski asigna puntaje a la roca insitu con respecto a 5 parámetros, donde el puntaje total se denomina RMR (Rock Mass Rating). Los parámetros a clasificar son:

- Resistencia a la compresión simple (UCS)
- Índice de calidad de roca (RQD)
- Espaciamiento de discontinuidades (S)
- Condiciones de las discontinuidades (JC)
- Condiciones de agua subterránea (W)

$$RMR = P(UCS) + P(RQD) + P(s) + P(JC) + P(WC)$$

➤ Clasificación de Laubscher (1974)

Este método corresponde a una variante del RMR de Bieniawski enfocando su aplicación en labores mineras, compensando por método de excavación, orientación de las discontinuidades y excavación, esfuerzos inducidos y meteorización.

➤ Índice de Resistencia Geológica (GSI)

El índice de calidad GSI se determina de acuerdo a la resistencia y la deformabilidad de los macizos rocosos. Estas propiedades se encuentran definidas por dos parámetros:

- RMS: Estructura del macizo rocoso, la cual se define por medio de su blocosidad y grado de trabazón.
- JC: Condición de las discontinuidades presentes en el macizo rocoso.

La evaluación del índice GSI varía entre 0 y 100, y se define de acuerdo a la siguiente figura:

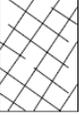
CARACTERÍSTICAS DEL MACIZO ROCOSO PARA EVALUAR SU RESISTENCIA Basándose en la apariencia del afloramiento de roca, escoja la categoría que, según su criterio, mejor describe la condición "típica" del macizo rocoso in situ en condición no perturbada. Note que superficies expuestas de roca que han sido generadas por tronadura pueden dar una impresión errónea de la calidad de la roca subyacente. Puede ser necesario considerar algún ajuste por tronadura, y un examen de testigos de sondeos y/o superficies definidas con precorte o tronaduras amortiguadas puede ayudar en la definición de este ajuste. Es también importante entender que el criterio de Hoek-Brown solo debe aplicarse a macizos rocosos en que el tamaño del bloque "típico" es pequeño con respecto al tamaño de la excavación considerada.		CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES				
ESTRUCTURA DEL MACIZO ROCOSO		EMPEORA LA CONDICIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES 				
DISMINUYE LA TRABAJON DE LOS BLOQUES DE ROCA 	 FRACTURADO EN BLOQUES (BLOCKY) MACIZO ROCOSO CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA BIEN TRABADOS, DE FORMA CÚBICA Y DEFINIDOS POR TRES SETS DE ESTRUCTURAS, ORTOGONALES ENTRE SÍ.	FB/MB	FB/B	FB/R	FB/M	FB/MM
	 FUERTEMENTE FRACTURADO EN BLOQUES (VERY BLOCKY) MACIZO ROCOSO ALGO PERTURBADO, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA TRABADOS, DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR CUATRO O MAS SETS DE ESTRUCTURAS.	FF/MB	FF/B	FF/R	FF/M	FF/MM
	 FRACTURADO Y PERTURBADO (BLOCKY / DISTURBED) MACIZO ROCOSO PLEGADO Y/O AFECTADO POR FALLAS, CONFORMADO POR TROZOS O BLOQUES DE ROCA DE VARIAS CARAS, ANGULOSOS Y DEFINIDOS POR LA INTERSECCION DE NUMEROSOS SETS DE ESTRUCTURAS.	FP/MB	FP/B	FP/R	FP/M	FP/MM
	 DESINTEGRADO (DISINTEGRATED) MACIZO ROCOSO MUY FRACTURADO Y QUEBRADO, CONFORMADO POR UN CONJUNTO POBREMENTE TRABADO DE BLOQUES Y TROZOS DE ROCA, ANGULOSOS Y TAMBIÉN REDONDEADOS	D/MB	D/B	D/R	D/M	D/MM
		MUY BUENA Superficies rugosas y de cajas frescas (sin señales de intemperización ni de alteración)	BUENA Superficies rugosas, cajas levemente intemperizadas y/o alteradas, con patinas de óxido de hierro	REGULAR Superficies lisas, cajas moderadamente intemperizadas y/o alteradas	MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas intemperizadas y/o alteradas, con rellenos de fragmentos granulares y/o arcillosos limas	MUY MALA Superficies lisas y cizalladas, cajas muy intemperizadas y/o alteradas, con rellenos arcillosos blandos

Ilustración 2: Clasificación del macizo rocoso por GSI

➤ Índice de calidad "Q" de Barton

El índice de calidad de roca (Q) cataloga los macizos rocosos de acuerdo a 6 parámetros clave:

- R.Q.D. Rock Quality Designation (RQD)
- Número de familias de juntas (J_n)
- Rugosidad de las juntas (J_r)
- Meteorización de las juntas (J_a)
- Presencia de agua (J_w)
- Stress Reduction Factor (SRF)

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) \times \left(\frac{J_r}{J_a} \right) \times \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Es así como el índice de calidad Q se puede reducir a 3 parámetros: tamaño de bloque (RQD/Jn), interacción entre bloques (Jr/Ja) y esfuerzos activos (Jw/SRF)

2.2 Método de explotación sub level stoping

El SLS es un método usualmente considerado como una alternativa al Sublevel Caving, cuando se requiere de una menor dilución y la calidad de la roca es más competente. En general este método es bastante seguro, ya que los trabajos se realizan a retroceso a partir de las zonas sin soporte o previamente trabajadas. Además, es posible hacer uso de elementos de fortificación o de equipos remotos en las zonas inseguras.

Este sistema consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores (caserones) aptos para el laboreo y extraer el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos y/o radiales. Posterior a la explotación el caserón queda vacío.

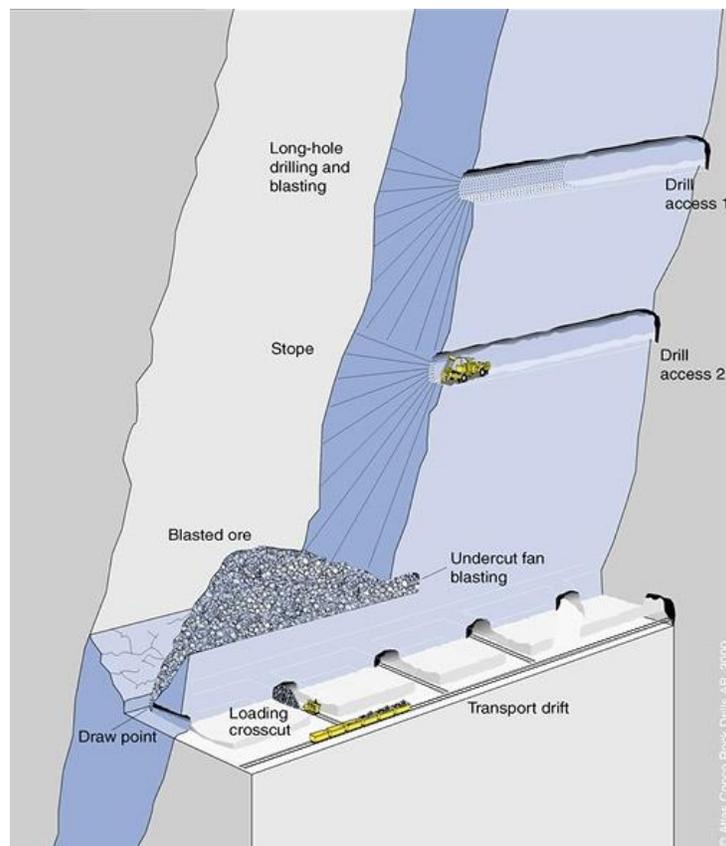


Ilustración 3: Esquema método sublevel stoping

2.2.1 Diseño de Caserones

Para el diseño básico de los caserones se deben cuantificar una serie de parámetros en la forma de índices de diseño. A continuación se detallan los principales parámetros utilizados:

Tabla 1: parámetros diseño SLS

índice	Descripción	Unidades
Índice de preparación	Razón entre tonelaje a extraer del caserón y los metros de labores de preparación del caserón.	ton/m
Índice de perforación por disparo	Metros totales de perforación requeridos en un round de disparo de galería.	m/disparo
Metros de avance por disparo	Longitud de galería desarrollada por cada disparo de avance.	m/disparo
Eficiencia de disparo	Razón porcentual entre la longitud de la galería desarrollada en un disparo de avance y la longitud de la perforación.	%
Toneladas de marina por metro de avance	Razón promedio entre el tonelaje de material generado en un disparo de avance y la longitud de galería resultante en el mismo.	ton/m
Factor de carga en tronadura de avance	Razón entre los gramos de explosivo cargados en tronadura de avance y las toneladas de material resultante.	gr/ton
Factor de carga en tronadura de chimeneas	Razón entre los gramos de explosivo cargados en tronadura de chimeneas y las toneladas de material resultante.	gr/ton
Índice de perforación LBH	Razón entre tonelaje a extraer de la zona LBH del caserón y los metros de perforación DTH según diámetro.	ton/mb
Índice de perforación UC	Razón entre tonelaje a extraer de la zona de UC del caserón y los metros de perforación radial	ton/mb
Factor de carga en tronadura LBH	Razón entre los gramos de explosivo, cargados en una tronadura LBH y el tonelaje de material tronado	gr/ton
Factor de carga en tronadura UC	Razón entre los gramos de explosivo cargados en una tronadura UC y el tonelaje de material tronado	gr/ton

2.2.2 Geometría y dimensiones del caserón

Durante la etapa de diseño del caserón se debe tener en cuenta que este puede abarcar mineral y estéril en distintas proporciones y leyes. Es así como se debe encontrar la mejor opción tomando en cuenta una serie de factores, tales como dilución interna, dilución externa, ley de corte, estabilidad del caserón, etc. Posteriormente se escoge el modelo que maximice el beneficio.

Por lo general el diseño del caserón considera dos zonas:

- Zona LBH: La cual corresponde a la parte superior del caserón, donde se realizan tiros en abanico de mayor longitud.
- Zona UC: Parte inferior del caserón, en esta zona se construye la zanja recolectora del material.

Criterios básicos para el diseño geométrico son los siguientes:

- La forma de los caserones debe ceñirse a una geometría regular y operacionalmente recuperable.
- Los caserones deben ser geomecánicamente estables.
- Los ángulos de diseño deben ser tales que permitan el escurrimiento normal del material.

2.2.3 Definición de dimensiones del caserón

Consideraciones básicas para el dimensionamiento de unidades de explotación

- a) **Condición de exposición del personal y/o equipos:** la explotación considera o no el ingreso de personal o equipos (con y sin operadores) a los caserones.
- b) **Geometría:** unidades de explotación con geometrías regulares.
- c) **Mínima dilución del mineral a extraer.**
- d) **Las condiciones de estabilidad de la excavación:** principalmente se definen las dimensiones del caserón a explotar por sus propiedades geomecánicas utilizando el Método Gráfico de Estabilidad de Mathews, que permite estimar la probabilidad de falla para un determinado diseño de caserón. El método consiste en la determinación del “stability number (N’)”, el cual se obtiene de la ecuación:

$$N' = Q' \times A \times B \times C$$

Donde:

Q': Rock Tunnelling Quality Index de Barton (1974) con $(Jw/SRF) = 1$

A: Factor de condición de esfuerzos.

B: Factor de orientación de estructuras.

C: Factor de componente gravitacional.

El parámetro N' representa la calidad de macizo y condición geotécnica del área a explotar. Una vez calculado, se ingresa a la gráfica de Mathews y se evalúa la condición de estabilidad para un determinado valor de radio hidráulico (Área/Perímetro) de las paredes o techos de un caserón.

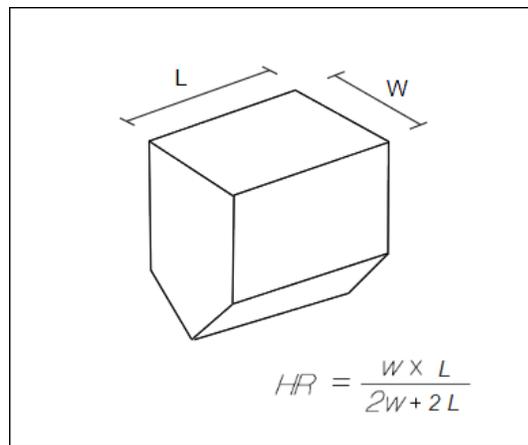


Ilustración 4: Radio hidráulico

Un criterio de aceptabilidad para definir la condición de estabilidad, considera que una pared con una probabilidad de falla menor a 20% es estable (para cámaras abiertas, sin ingreso de personal y/o equipos). En el caso de paredes cercanas a accesos principales, la probabilidad de falla aceptable se reduce de un 5% a un 10%.

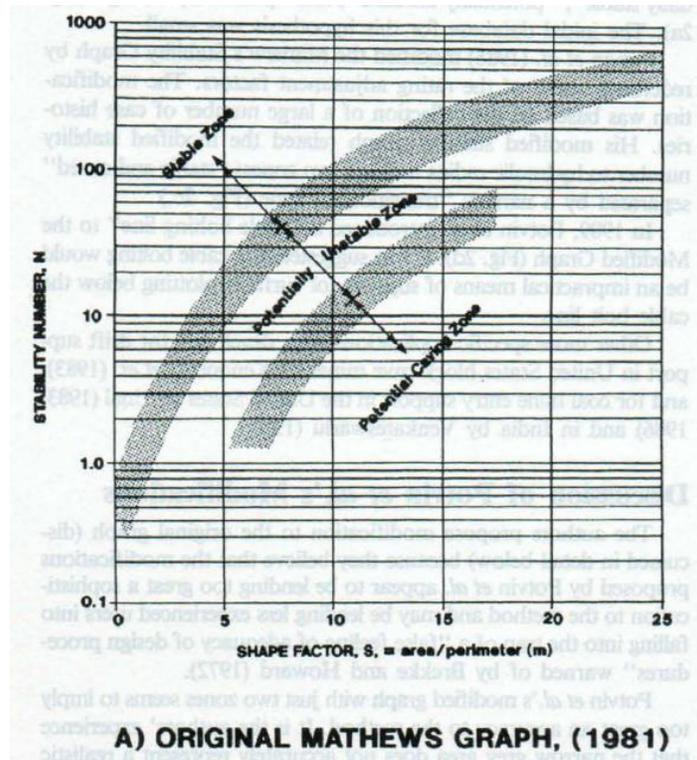


Ilustración 5: Gráfica de Mathews estabilidad de caserones - S.B.V. Stewart, *CIM Bulletin July/August*. 1995 Vol.88 No.992

e) Ancho y largo

El ancho y largo del caserón se determinan por las condiciones geomecánicas de estabilidad del cuerpo. Para esto se toma en cuenta el radio hidráulico mencionado en el punto anterior.

f) Altura

Limitada por el largo máximo que logran los equipos de perforación utilizados dentro de la mina. En cuerpos de gran altura, se dejan pilares horizontales intermedios que después se explotan por medio de tronadura masiva.

g) Distancia entre niveles

Limitada por el largo máximo que logran los equipos de perforación existentes.

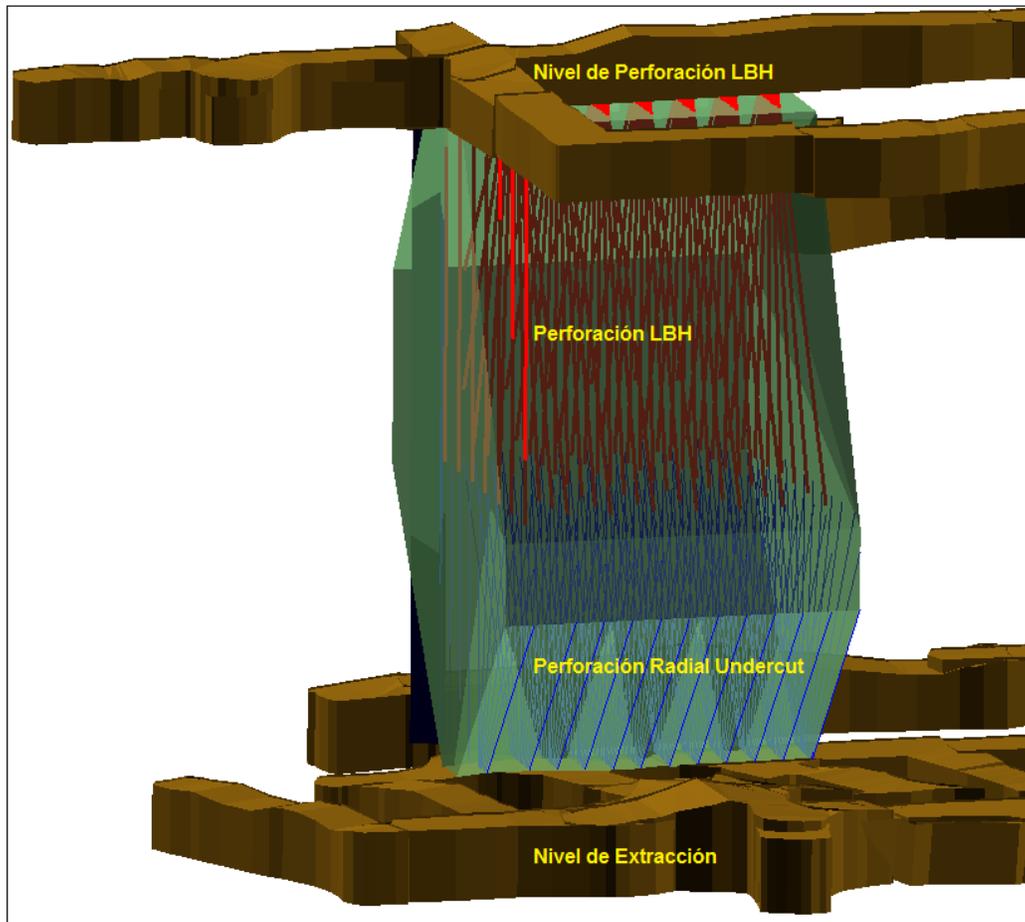


Ilustración 6: Isométrico diseño SLS

2.2.4 Labores de preparación para Sublevel Stopping

Hay una serie de labores mineras necesarias para la explotación de un bloque mineralizado del yacimiento (vías de transporte, accesos, ventilación, etc.) Entre estas tenemos el nivel de extracción o base y el nivel techo o nivel superior.

Para la ubicación de los niveles de extracción y techo se deben considerar los siguientes criterios:

- Máxima recuperación del cuerpo mineralizado.
- Largo máximo de perforación con equipos de perforación disponibles.
- Distancia entre niveles y accesos existentes.
- Condiciones geomecánicas de estabilidad del cuerpo mineralizado.
- Incluir bloques con ley menor a la ley de corte para obtener diseños estables y operativos.

a) *Nivel de extracción o nivel base del caserón*

El nivel de extracción está conformado por una galería de undercut (para la excavación de la zanja), estocadas de carguío y galería de transporte.

Criterios de diseño

En el nivel de extracción se utiliza principalmente equipos para el carguío y transporte del mineral. Luego, el diseño de las galerías de este nivel deben tomar en cuenta las dimensiones de los equipos a utilizar, facilitando así su movimiento y maniobrabilidad.

- **Galería de transporte:** El diseño de esta debe permitir el movimiento expedito de los equipos de carguío, evitando quiebres en el recorrido que reducen la velocidad y contribuyen al deterioro de las pistas. Además debe tener una sección adecuada para tránsito de camiones.

- **Estocadas de carguío:** estas deben ser diseñadas de tal manera que los equipos de carguío puedan acceder sin mayores dificultades, y que puedan cargar alineados (sin quiebres). Se debe tener en cuenta el ángulo entre la estocada y la galería de modo que los vehículos pueden ingresar sin mayores problemas.
Otro punto a considerar es la implementación de una visera de desgaste, la cual debe ser de al menos 1m de largo.

- **Estocada para chimenea de corte:** se debe asegurar un largo mínimo que permita la correcta operación de la máquina perforadora. Además, se debe implementar un desquinche para así facilitar la maniobrabilidad del equipo.

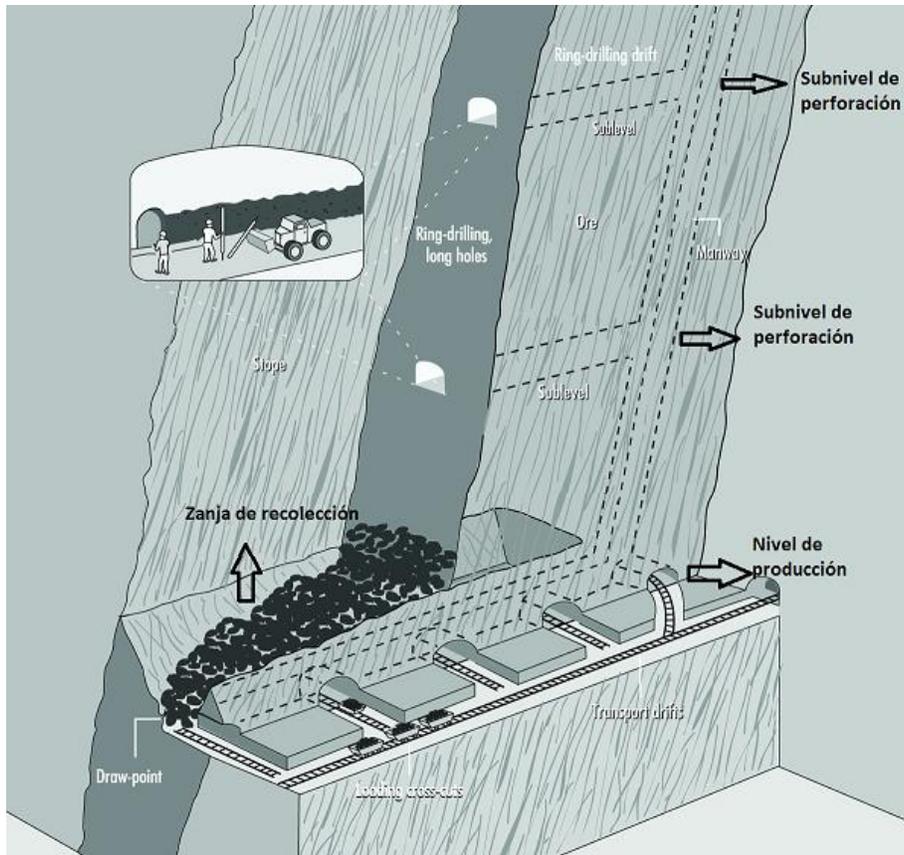


Ilustración 7: Esquema sublevel stoping



Ilustración 8: Vista en planta del nivel de producción

b) *Subnivel de perforación*

Este nivel se ubica en el techo del caserón tiene como objetivo principal permitir la operación de los equipos de perforación del cuerpo superior del caserón. La ubicación de este nivel depende de criterios económicos, es así como en algunos casos puede ser más conveniente colocar el nivel a una cota inferior y dejar un crown pillar facilitando así el desarrollo de accesos y reduciendo los costos de desarrollo. También podría ser preferible desarrollar el nivel a una cota más alta del límite del caserón, aumentando el tamaño de pilar a utilizar.

Criterios de diseño

Se deben considerar los siguientes aspectos:

- Tamaño de los equipos
- Diagramas de perforación
- Secuencia de explotación de los caserones
- Secuencia de tronadura

c) *Galería de corte*

La necesidad de esta galería es generar la cara libre inferior del caserón a explotar. Esta cara libre se crea a partir de la excavación de una chimenea piloto, que puede ser generada por distintos métodos, tales como VCR, Raise Borer, perforación manual, etc.

En lo posible la galería de corte se debe ubicar en el sector más ancho del caserón, para así evitar la pérdida de mineral por el angostamiento de la cara libre a medida que avanza la tronadura. La chimenea de corte se ubica en un extremo de la galería de corte y su longitud es igual a la altura máxima del caserón.

2.3 Método cut & fill post room & pillar

El método Cut and Fill corresponde a una forma de explotación del mineral altamente selectiva y con un alto grado de recuperación. La extracción se realiza de forma ascendente, en donde el mineral es extraído a partir de niveles horizontales, empezando por el nivel base del bloque a explotar y avanzando verticalmente. Una vez que se extrae la totalidad del nivel (dejando pilares donde sea necesario), este se rellena con material estéril (relleno), el cual sirve de piso de trabajo para la siguiente tajada a explotar y al mismo tiempo permite sostener las paredes del sector explotado.

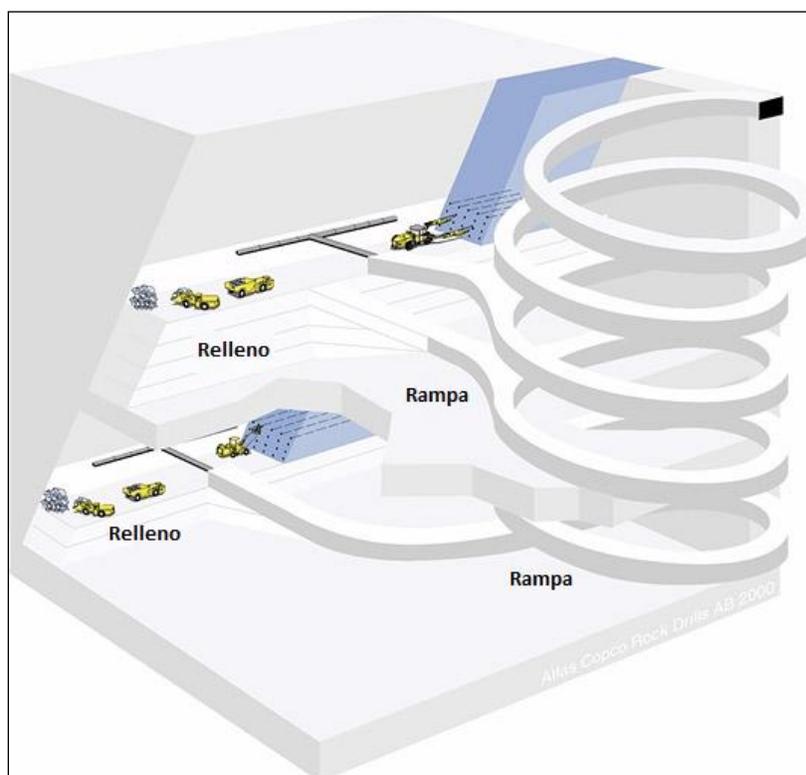


Ilustración 9: Método de explotación cut and fill

Las labores de preparación para la explotación consiste en:

- Galería de transporte a lo largo del cuerpo mineralizado en el nivel principal.
- Rampa en espiral con galerías de acceso a las áreas de producción y desarrollo.
- Instalación de servicios de aire, agua dulce y salada, un sistema de drenaje
- Chimeneas para conectar con los niveles superiores y ventilación

En la mina subterránea Estefanía se emplea una variante del método, denominada cut & fill post room & pillar (CFPRP), la cual consiste en una combinación del método Cut and Fill y Room and Pillar. La diferencia de este método con el Cut & Fill tradicional

consiste en que la explotación de los niveles considera la implementación de pilares, los cuales proporcionan soporte para el techo de las labores.

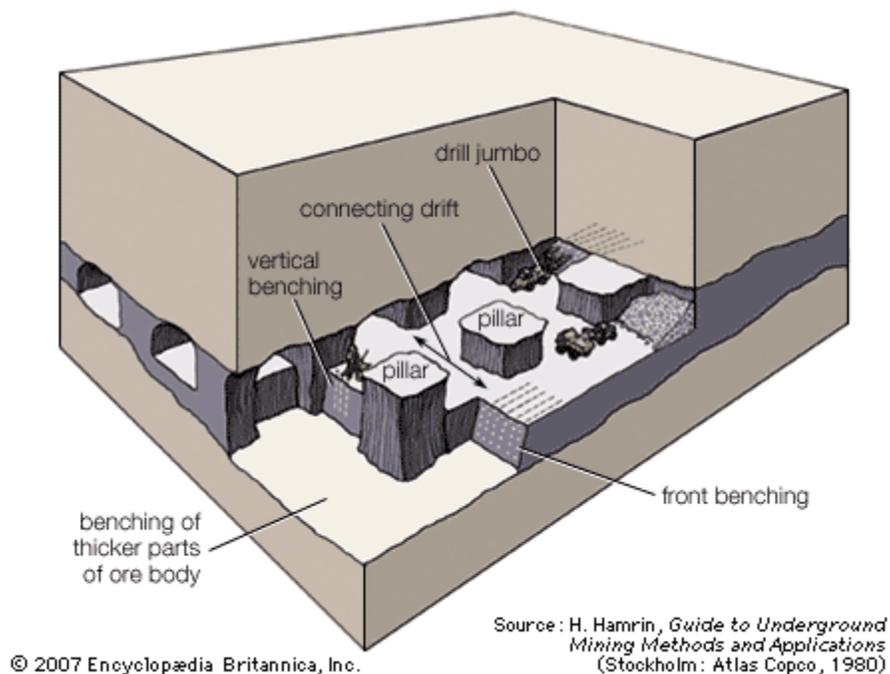


Ilustración 10: Ilustración método room & pillar

2.3.1 Diseño de bloques

Las dimensiones de un bloque se definen por la forma geométrica del cuerpo mineralizado a explotar, sus leyes y distancias a los accesos principales de la mina.

a) *Largo y ancho del bloque*

Dependen de la continuidad de la mineralización, leyes y distancias a los accesos principales de la mina.

b) *Altura del bloque*

Depende de las potencias de los mantos mineralizados, leyes y de la potencia de las intercalaciones de estéril que se presenten en el yacimiento.

c) *Diseño de bloques internos*

El largo y ancho de los bloques internos, están definidos por las dimensiones del bloque mayor. Su altura se define por la capacidad de producción requerida por la mina para sustentarse económicamente.

2.3.2 Labores de preparación

Son labores mineras necesarias para poder explotar un cuerpo mineralizado, entre ellas tenemos pivotes y chimeneas de ventilación.

a) *Pivotes*

Se utilizan para acceder al nivel a explotar y se diseñan considerando los siguientes parámetros.

- Pendiente: generalmente varía entre -12% a +12%, y depende de la cota de inicio del pivote.
- Sección: determinada por los equipos utilizados en los niveles en estudio.

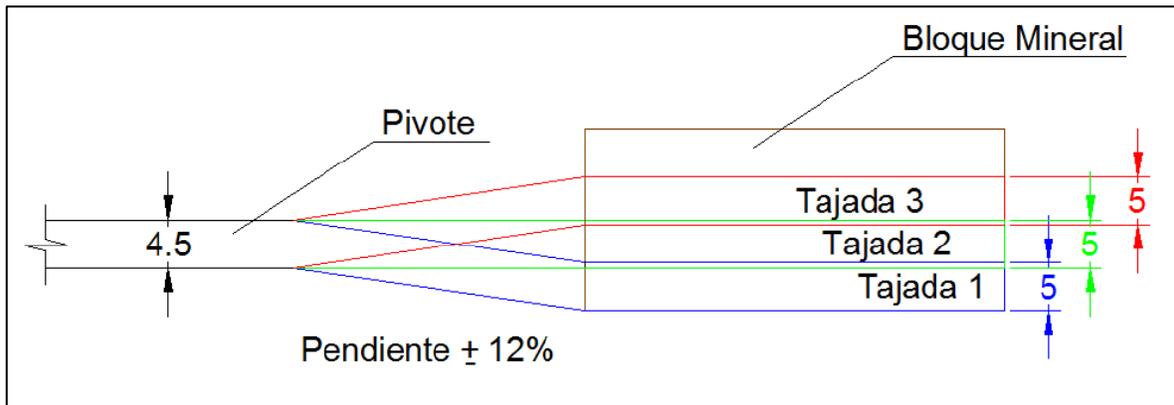


Ilustración 11: Sección pivote con acceso a 3 tajadas

2.3.3 Malla de pilares

El diseño de explotación mediante CFPRP contempla una malla regular de pilares interiores que ayudan a la disipación de esfuerzos provenientes del techo de la labor o tajada que se encuentra en extracción. El diseño permite la extracción de las calles del bloque, las cuales son usadas como accesos a los nuevos frentes en producción.

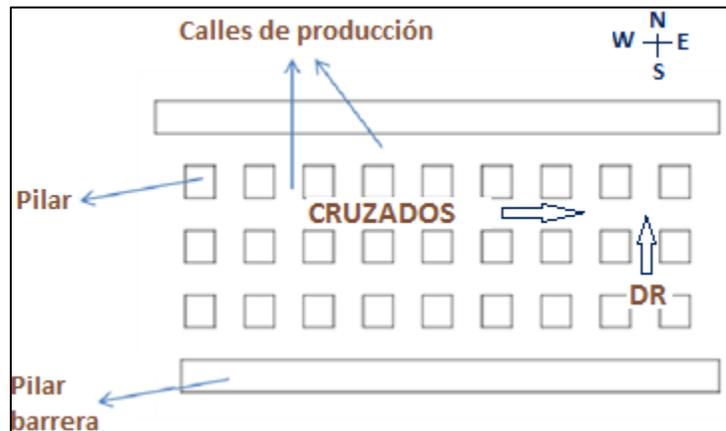


Ilustración 12: Vista en planta malla de pilares

2.3.4 Desarrollos de producción

La mayoría del avance es realizado por mineral, pasando algunas veces por tramos de estéril, llamados preparaciones internas. En los niveles encontramos labores en cara cerrada y en cara libre, dependiendo de si se explotó o no el sector en los niveles inferiores.

Para determinar el avance de la producción de cada nivel o tajada se deben tomar en cuenta los siguientes criterios:

- Labor estable y segura.
- Obtener la máxima recuperación del cuerpo mineralizado.
- Incluir bloques o sectores con ley menor a la ley de corte para acceder a sectores que por su volumen y ley justifican la extracción total.
- Procurar la utilización máxima posible de los pivotes de acceso al cuerpo mineralizado.

2.3.5 Secuencia de explotación

El diseño y secuencia de explotación se realiza definiendo primero el sector mineralizado con información, ya sea de modelo de bloques o de isoleyes generadas por geólogos de producción. La secuencia en general está definida por:

- Avance orientado según sistemas estructurales, diques y/o contacto litológico
- Ubicación de la chimenea de ventilación
- Ley de corte o ley mínima de isoleyes

Esta secuencia depende de las estructuras que se encuentran en el bloque y nivel, dando preferencia siempre a cruzarlas en forma perpendicular. La secuencia da preferencia a la explotación de un cruzado de cabecera y se debe llegar a la chimenea de ventilación del nivel como prioridad.

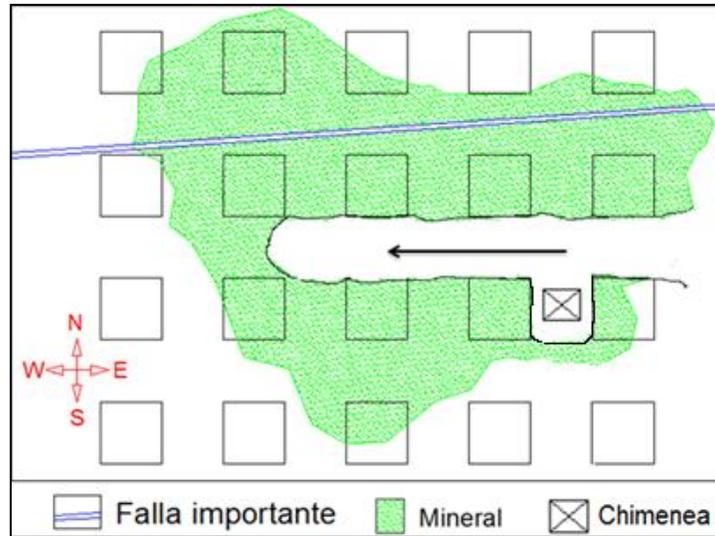


Ilustración 13: Secuencia de extracción 01

Posterior a extraer el cruzado se comienza la extracción de los drifts norte y sur a partir de dicho cruzado.

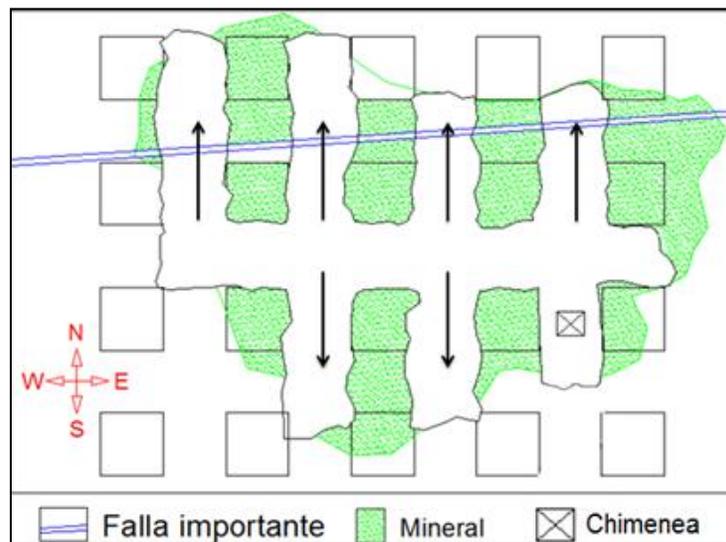


Ilustración 14: Secuencia de extracción 02

Posteriormente se abren los cruzados entre los drifts abiertos DR que nacen de este.

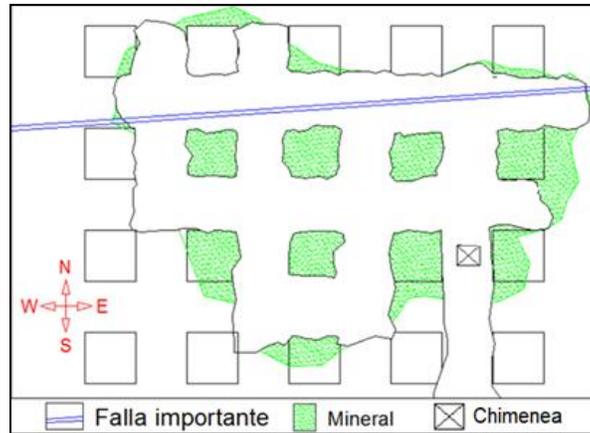


Ilustración 15: Secuencia de extracción 03

2.3.6 Relleno

La extracción y el relleno de material se debe planificar de tal forma que se realicen en paralelo en dos tajadas; es decir, mientras en la tajada inferior se rellena con material exógeno en la tajada superior se extrae mineral. De igual forma, en una misma tajada, se deben rellenar los sectores ya explotados mientras se extrae mineral de otros, esto para aumentar la productividad del método.

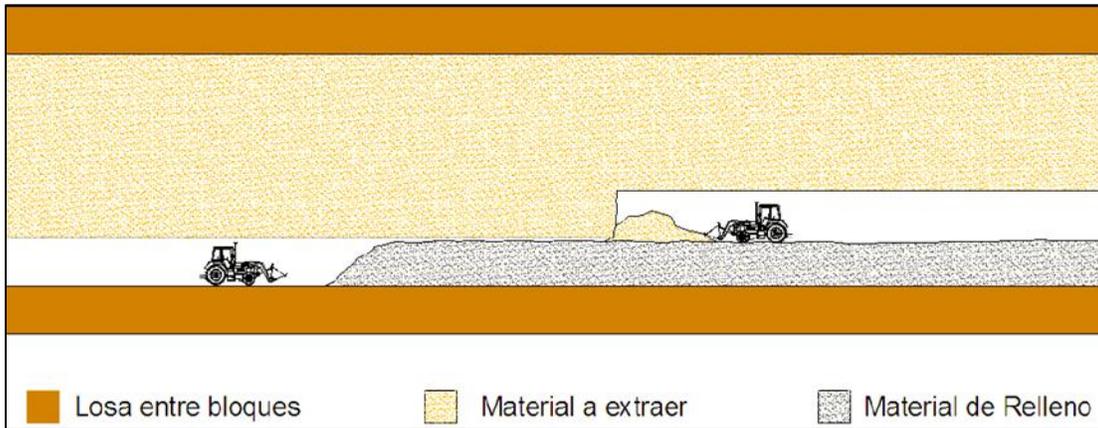


Ilustración 16: Secuencia de extracción de mineral y relleno de tajada

El material de relleno utilizado en el desarrollo de este método proviene de las labores interiores de la mina y en ocasiones, cuando este no es suficiente, se complementa con material de superficie.

2.3.7 Perforación y tronadura de producción CFPRP

Inicialmente o en la primera tajada de extracción no existe una cara libre, por lo tanto se debe efectuar un disparo cerrado acorde a la sección de producción del bloque.

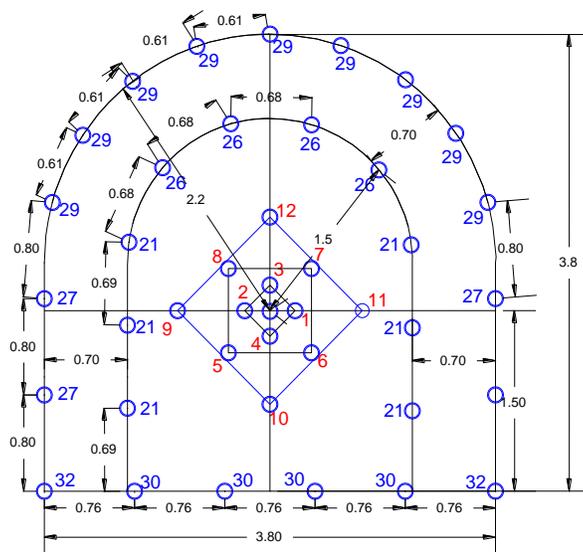


Ilustración 17: Diagrama tronadura C&F

Luego de extraer el material se comienza a rellenar la primera tajada dejando un espacio sin rellenar de 50 cm. Este espacio es aprovechado como cara libre en la extracción de la segunda tajada, con ello se reducen los tiros utilizados en el diagrama de disparo. Esto se realiza sucesivamente hasta completar la extracción del caserón.

Finalmente, se determinan los principales parámetros de diseño que se busca optimizar durante la aplicación del método de extracción:

Tabla 2: Parámetros de diseño cut & fill

Índice	Descripción	Unidades
Índice de Preparación	Razón entre tonelaje a extraer del caserón y metros de labores de preparación.	ton/m _{preparado}
Índice de Perforación	Metros totales de perforación requeridos en un round de disparo.	m _{barrenados} /disparo
Metros de avance por disparo	Longitud de galería excavada por cada disparo de avance	m _{avance} /disparo
Toneladas de material por metro de avance	Razón promedio entre el tonelaje de material generado en un disparo de avance y la longitud de la galería resultante	ton _{material} /m _{avance}
Factor de Carga en Tronadura	Razón entre gramos de explosivos cargados en tronadura de avance y las toneladas resultantes de dicha tronadura.	gr _{explosivo} /ton

2.3.8 Fortificación Cut & Fill Post Room and Pillar

Como el método de CFPRP se aplica en cuerpos de tipo tabular con roca de caja poco competente, es habitual implementar sistemas de fortificación en forma de cableado, pernos, mallas de acero o shotcrete según la necesidad de la zona.

El techo mineralizado se mantiene estable con elementos de fortificación semi-permanentes tales como pernos y/o malla de alambre.

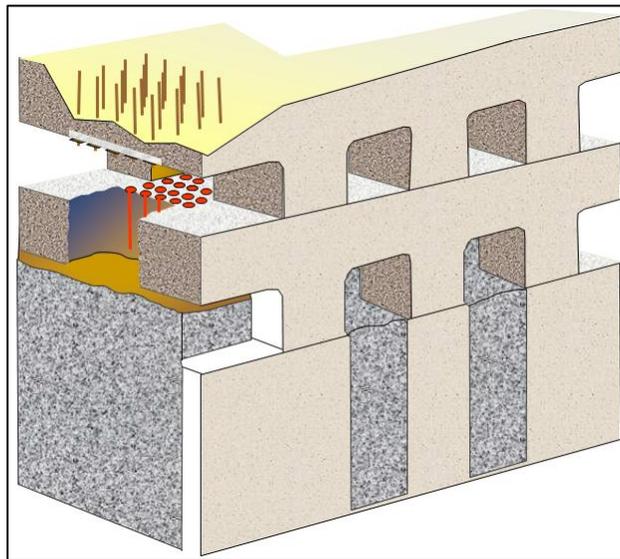


Ilustración 18: Isométrico de fortificación techo

2.4 Método bench & fill

El método de bench & fill corresponde a una variante del anteriormente mencionado cut & fill, donde se obtiene una mejora en la productividad y una reducción de los costos de producción.

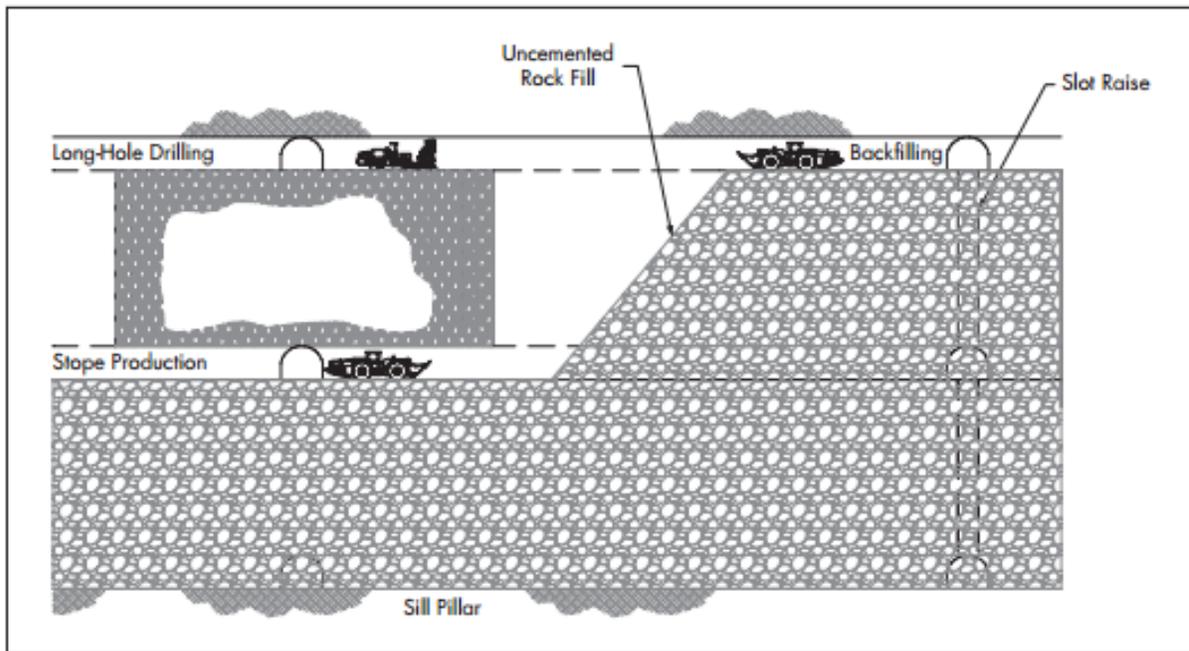


Ilustración 19: Esquema Bench & Fill

Esta variante del método se aplica en cuerpos de geometría vertical o casi vertical de dimensiones suficientes y una competencia de la roca que permitan la explotación del cuerpo por medio de banqueo. La secuencia de extracción es en retroceso y seguida por la implementación de relleno en avance.

2.4.1 Diseño de bloques

Para el diseño de los bloques o cámaras de explotación se debe considerar los siguientes aspectos técnicos:

- Estabilidad del caserón
- Análisis geotécnico
- Equipo de perforación

➤ **Altura de cámaras de explotación**

La altura del caserón se estima de acuerdo con el equipo de perforación a utilizar, teniendo siempre en cuenta que se cumpla con las condiciones de estabilidad requerida. Con el fin de aminorar la desviación de las perforaciones a realizar, estas se pueden hacer de forma descendente con equipos DTH.

➤ **Ancho de cámaras de explotación**

El análisis para definir el ancho de una cámara de explotación está directamente relacionado con la estabilidad del bloque, siendo además necesario el uso de pilares.

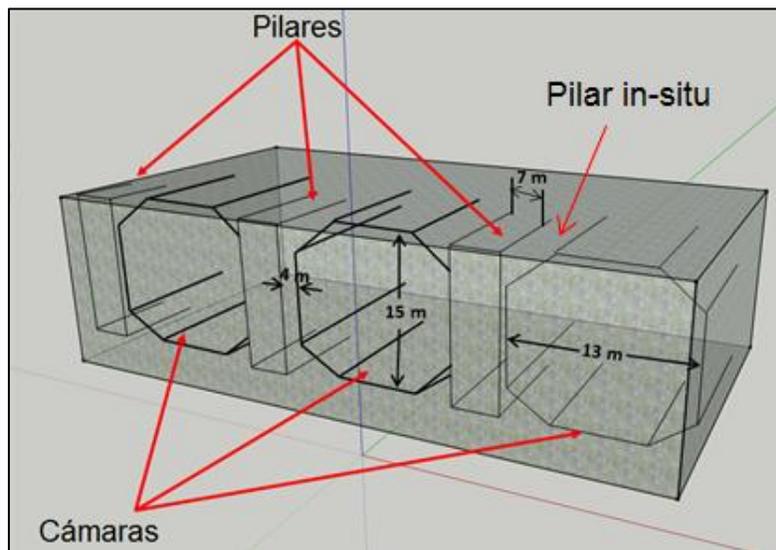


Ilustración 20: diseño bloques de explotación

2.4.2 Labores de preparación bench and fill

Labores mineras necesarias para la explotación de un bloque mineralizado del yacimiento (vías de transporte, accesos, ventilación, etc.). Entre estas se tiene el nivel de producción y el nivel superior de perforación.

a) *Nivel de producción*

El nivel de extracción consiste de una galería de transporte y estocadas de carguío, las cuales intersectan de tal manera que aseguran la continuidad del diseño a lo largo del nivel.

- **Galería de transporte:** su diseño debe permitir el movimiento expedito del equipo de carguío, evitando quiebres en el recorrido que reducen la velocidad y

contribuyen al deterioro de las pistas. Además debe tener una sección adecuada para tránsito de camiones.

- **Estocadas de extracción:** Se deben diseñar considerando que los equipos puedan transitar sin mayores dificultades, además que carguen alineados. Sus parámetros de diseño son:
 - Longitud: variable y depende de las dimensiones de las cámaras de explotación, las que a su vez dependen de la geometría del bloque de mineral a extraer.
 - La distancia entre estocadas dependen del ancho de las unidades de explotación y de los pilares que le darán estabilidad al caserón.

b) *Nivel superior de Perforación*

El Nivel Superior tiene por objetivo la operación de los equipos DTH para perforaciones descendentes. En este caso su orientación es paralela al nivel de extracción, y sus parámetros de diseño son los mismos mencionados para el nivel de extracción.

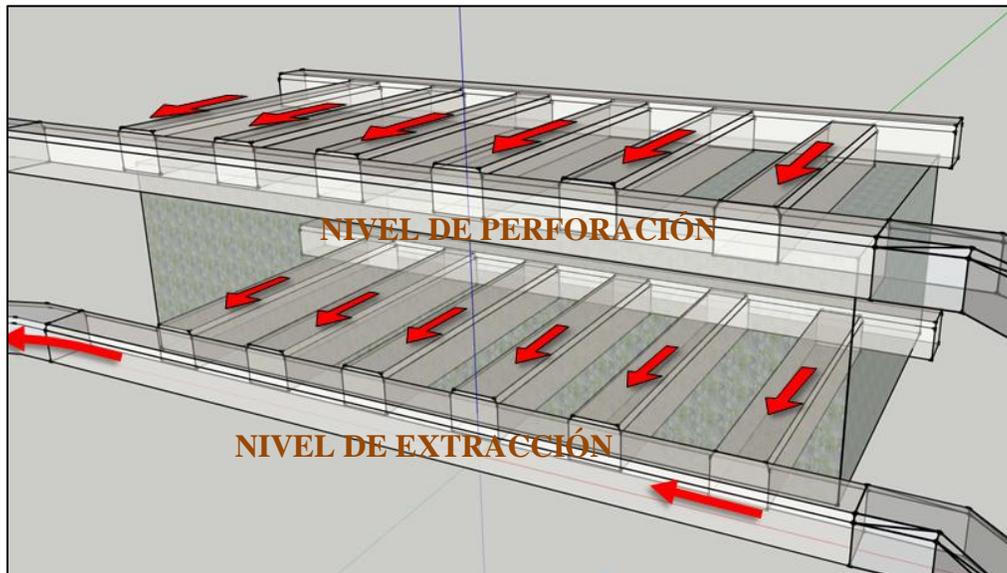


Ilustración 21: Isométrico de nivel superior e inferior bench and fill

c) *Pivotes de acceso*

Se utilizan para acceder al nivel a explotar y su excavación es por estéril. Su pendiente varía de -12% a + 12% dependiendo de la cota de inicio donde comience este pivote.

2.4.3 Secuencia de explotación

La secuencia de explotación de las unidades de explotación en un bloque consiste en la extracción de una cámara por medio. Primero se explotan las cámaras primarias, para posteriormente rellenar y explotar las cámaras restantes contra relleno. La secuencia operativa es:

- Perforación descendente
- Explotación de las cámaras primarias en retroceso
- Relleno de la cámara explotada
- Tronadura de cámara contra relleno
- Relleno faltante

2.4.4 Perforación y tronadura

El proceso de perforación para el método bench & fill se realiza de manera descendente, haciendo uso de un equipo perforador del tipo DTH con diámetro de perforación de 3 1/2". La tronadura de los pozos perforados se basa en la metodología de Ash, estableciendo parámetros para el burden y espaciamiento de los tiros cargados.

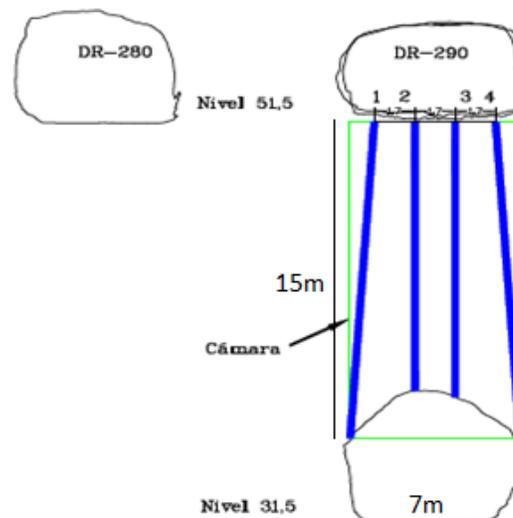


Ilustración 22: Diagrama tronadura B&F

2.5 Relleno

La utilización de relleno en minería subterránea es un importante componente integral para un gran número de faenas subterráneas actualmente en operación, donde este proporciona un grado de estabilidad y seguridad que permite desarrollar los trabajos de manera confiable.

La selección del tipo de relleno a utilizar considera una amplia gama de disciplinas, incluyendo mecánica de suelos, mecánica de fluidos, ingeniería de procesos y tecnología de hormigones entre otras.

2.5.1 Relleno seco

El relleno seco consiste en material extraído de labores previas, el cual es depositado en las cavidades a rellenar por medio de métodos convencionales de carguío y transporte. Este tipo de relleno es no consolidado, donde sus principales propiedades y parámetros a considerar son:

- Peso del material
- Angulo de reposo
- Angulo de fricción
- Distribución granulométrica
- Cohesión aparente
- Densidad relativa
- Resistencia de corte

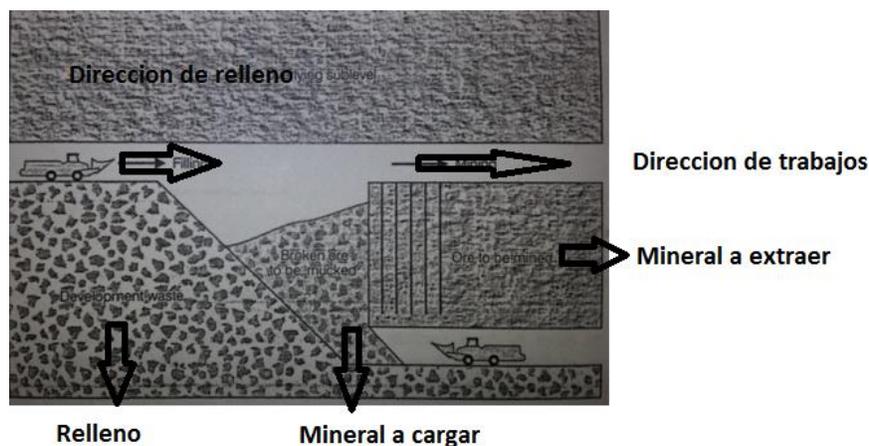


Ilustración 23: Introducción relleno B&F-*Handbook on Mine Fill*.2005 , pág. 24

2.5.2 Relleno hidráulico

Este tipo de relleno está conformado principalmente por colas de relave, y es preparado en plantas en superficie. Para hacer uso de este tipo de relleno se debe contar con un sistema de drenaje en las cavidades a rellenar, permitiendo así extraer el agua presente en el relleno al momento de su aplicación.

Los parámetros y propiedades relevantes de este tipo de relleno son:

- Porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Resistencia efectiva al esfuerzo
- Resistencia de corte
- Peso saturado y sumergido
- Dinámicas de fluido

2.5.3 Relleno hidráulico cementado

El relleno hidráulico cementado consiste en la adición de cemento o aglomerante al relleno hidráulico anteriormente mencionado. Los principales parámetros a considerar en la utilización de este relleno son:

- Porosidad
- Densidad relativa
- Permeabilidad
- Resistencia de corte
- Peso saturado y sumergido
- Reología

2.5.4 Relleno de pasta

Este tipo de relleno es similar al relleno cementado hidráulico, con la diferencia de que además se le agrega cierta cantidad de agua hasta lograr una consistencia gruesa tipo barro. Debe haber suficiente cantidad de finos en el relleno para lograr un comportamiento tipo pasta. Las principales características a observar son las mismas que con el relleno hidráulico cementado.

2.5.5 Relleno compositado

El relleno compositado consiste en la utilización de relleno seco en conjunto con alguno de los otros tres tipos anteriormente mencionados, para así lograr una mayor

consolidación de este en la cavidad. Se debe tener en cuenta las mismas propiedades mencionadas anteriormente para cada uno de los rellenos que conforman el compósito.

2.6 Metodología Asarco

La norma Asarco es un marco de referencia que se utiliza para definir el estado operacional en el cual se encuentra el equipo en estudio, dando así paso a una serie de índices basados en los distintos tipos de tiempos existentes. Es así como se definen los siguientes estados:

Tiempo Nominal				
Tiempo Disponible				Fuera de Servicio (M/R)
				Programadas
				Imprevistos
Tiempo Operativo			Reservas	
Tiempo Efectivo	Pérdidas Operacionales	Demoras		
		Progr.	No Progr.	

Ilustración 24: Tiempos de metodología ASARCO

- a) Tiempo Nominal: espacio de tiempo en el cual se realiza la medición.
- b) Tiempo Disponible: espacio de tiempo en el que el equipo se encuentra físicamente disponible para operar.
- c) Fuera de Servicio: tiempo en el cual el equipo se encuentra en mantención programada o no programada.
- d) Tiempo Operativo: espacio de tiempo donde el equipo se encuentra operando en faena
- e) Tiempo Reserva: espacio de tiempo en el que el equipo se encuentra físicamente disponible, pero no opera por falta de operador o no estar cuantificado en el plan de trabajo.
- f) Tiempo Efectivo: espacio de tiempo donde el equipo se encuentra realizando las labores para las cuales fue adquirido.
- g) Perdidas Operacionales: tiempo en el cual el equipo no puede operar por espera de equipos complementarios.
- h) Demoras: tiempo en el cual el equipo no opera por restricciones normadas por la ley o características de la operación en sí.

Tomando en cuenta los tipos de tiempos anteriormente mencionados, se determinan los siguientes índices de operación:

$$\text{Indice de Disponibilidad Fisica (DF)} = \frac{\text{Tiempo Disponible}}{\text{Tiempo Nominal}}$$

$$\text{Indice de Mantenimiento (IM)} = \frac{\text{Horas Operacionales}}{\text{Horas Mantencion}}$$

$$\text{Indice de Utilizacion (UT)} = \frac{\text{Horas Operacionales}}{\text{Horas Operacionales} + \text{Horas Reserva}}$$

$$\text{Factor Operacional (FO)} = \frac{\text{Horas Efectivas}}{\text{Horas Operacionales}}$$

$$\text{Rendimiento Efectivo (Ref)} = \text{Rendimiento Teorico} * \text{DF} * \text{UT} * \text{FO}$$

Para los equipos utilizados en el estudio se obtienen los siguientes resultados de acuerdo a la labor que desempeñan:

Tabla 3: Índices Asarco equipos de perforación

Perforación		
	Jumbo	AirRock
Tiempo Nominal [hr/año]	7.644,00	7.008,00
Tiempo Disponible [hr/año]	7.144,40	6.231,75
Fuera de Servicio - MP [hr/año]	262,75	339,30
Fuera de Servicio - MNP [hr/año]	236,85	436,95
Tiempo Operativo [hr/año]	5.980,55	4.186,65
Reserva [hr/año]	1.163,85	2.045,10
Tiempo Efectivo [hr/año]	4.338,55	3.648,90
Perdida Operacional [hr/año]	-	-
Demora - Programada [hr/año]	551,75	388,25
Demora - No Programada [hr/año]	1.090,25	149,50
DF [%]	93,46	88,92
UT [%]	83,71	67,18
FO [%]	72,54	87,16
Ref [%]	56,76	52,07

Tabla 4: Índices Asarco equipos de fortificación

Fortificación				
	Shotcretera	Brokk	Boltec	Simba
Tiempo Nominal [hr/año]	7.428,00	7.602,00	7.501,00	7.488,00
Tiempo Disponible [hr/año]	7.266,60	6.916,95	6.886,35	6.843,13
Fuera de Servicio - MP [hr/año]	114,00	327,38	381,25	300,25
Fuera de Servicio - MNP [hr/año]	47,40	357,68	233,40	344,63
Tiempo Operativo [hr/año]	3.405,60	6.142,35	4.870,65	4.948,03
Reserva [hr/año]	3.861,00	774,60	2.015,70	1.895,10
Tiempo Efectivo [hr/año]	3.174,35	4.871,60	4.140,65	4.342,65
Perdida Operacional [hr/año]	-	-	-	-
Demora - Programada [hr/año]	75,00	680,13	417,75	449,25
Demora - No Programada [hr/año]	156,25	590,63	312,25	156,13
DF [%]	97,83	90,99	91,81	91,39
UT [%]	46,87	88,80	70,73	72,31
FO [%]	93,21	79,31	85,01	87,77
Ref [%]	42,73	64,08	55,20	57,99

Tabla 5: Índices Asarco equipos de tronadura

Tronadura		
	Carg. ANFO	Camioneta
Tiempo Nominal [hr/año]	7.497,50	7.253,24
Tiempo Disponible [hr/año]	7.172,50	6.718,38
Fuera de Servicio - MP [hr/año]	194,13	381,41
Fuera de Servicio - MNP [hr/año]	130,88	153,45
Tiempo Operativo [hr/año]	4.458,75	5.973,15
Reserva [hr/año]	2.713,75	745,23
Tiempo Efectivo [hr/año]	4.087,75	5.063,17
Perdida Operacional [hr/año]	-	-
Demora - Programada [hr/año]	126,50	551,75
Demora - No Programada [hr/año]	244,50	358,23
DF [%]	95,67	92,63
UT [%]	62,16	88,91
FO [%]	91,68	84,77
Ref [%]	54,52	69,81

Tabla 6: Índices Asarco equipos de carguío

Carguío	
	LH410
Tiempo Nominal [hr/año]	7.212,00
Tiempo Disponible [hr/año]	5.922,15
Fuera de Servicio - MP [hr/año]	954,00
Fuera de Servicio - MNP [hr/año]	335,85
Tiempo Operativo [hr/año]	5.121,60
Reserva [hr/año]	800,55
Tiempo Efectivo [hr/año]	4.466,48
Perdida Operacional [hr/año]	-
Demora - Programada [hr/año]	464,25
Demora - No Programada [hr/año]	190,88
DF [%]	82,12
UT [%]	86,48
FO [%]	87,21
Ref [%]	61,93

Para la estimación de costos del método bench & fill se consideran los siguientes tiempos de los equipos relevantes para el estudio:

$$Tiempo\ efectivo = tiempo\ medido$$

$$Tiempo\ nominal = \frac{tiempo\ medido}{Ref}$$

$$Tiempo\ operativo = tiempo\ nominal * IM * UT$$

$$Tiempo\ mantencion = tiempo\ nominal * (1 - IM)$$

3 Diseño y aplicación de Bench & Fill

El método de explotación propuesto por Minera Michilla consiste en una variante del tradicional bench & fill, en la cual se considera la implementación de dos diseños de cámaras. Dichas cámaras son las denominadas cámaras primarias (rectas) y cámaras secundarias (abanico), a continuación se muestra una representación gráfica de estas:

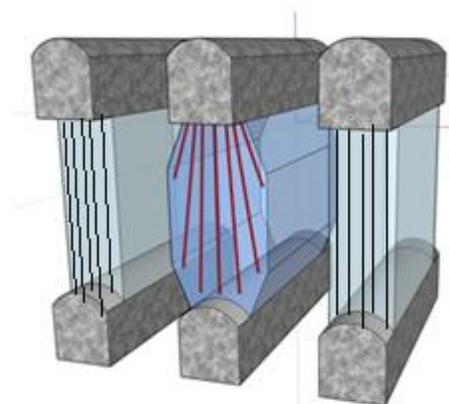


Ilustración 25: Representación cámaras bench & fill

Es necesario mencionar que en ambos tipos de cámaras se introducirá relleno seco proveniente de acopios ubicados en el interior mina con el objeto de mejorar la estabilidad del sector. Este material es producto de labores anteriormente realizadas.

El método será aplicado en dos sectores de la mina Subterránea, D4 y el sector ABW inferior, los cuales se ubican en la zona más profunda de la mina, entre los niveles -55 y 55 para el sector D4 y entre los niveles 135 y 200 para el sector ABW inferior.

El proyecto en estudio se encuentra en una etapa avanzada, donde ya se dispone de los principales parámetros de diseño. Las galerías de preparación del nivel piloto se encuentran en construcción y se cuenta con los equipos a utilizar en las labores. Durante la confección del diseño de las cámaras de explotación se consideró los siguientes aspectos técnicos:

- Estabilidad del caserón
- Análisis geotécnico
- Equipo de perforación a utilizar (Radial y DTH)
- Sección acorde a los equipos que utilizados durante las labores

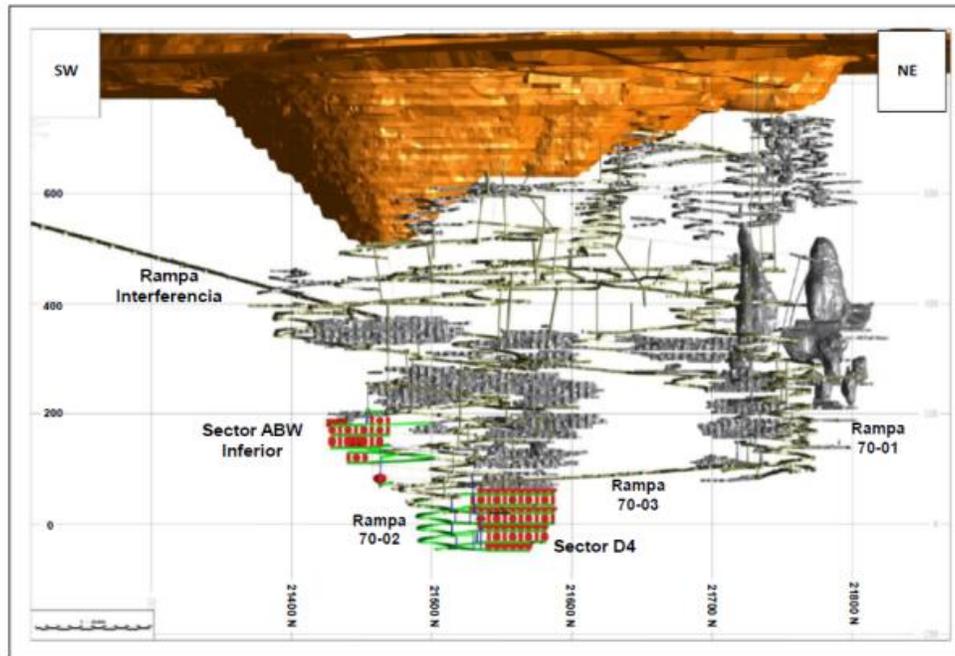


Ilustración 26: Mina Estefanía

3.1 Diseño sector D4

El diseño de sector D4 de la mina subterránea Estefanía considera la implementación de 4 niveles o bloques de producción, los cuales son explotados de manera descendente de acuerdo a las necesidades del plan minero de producción.

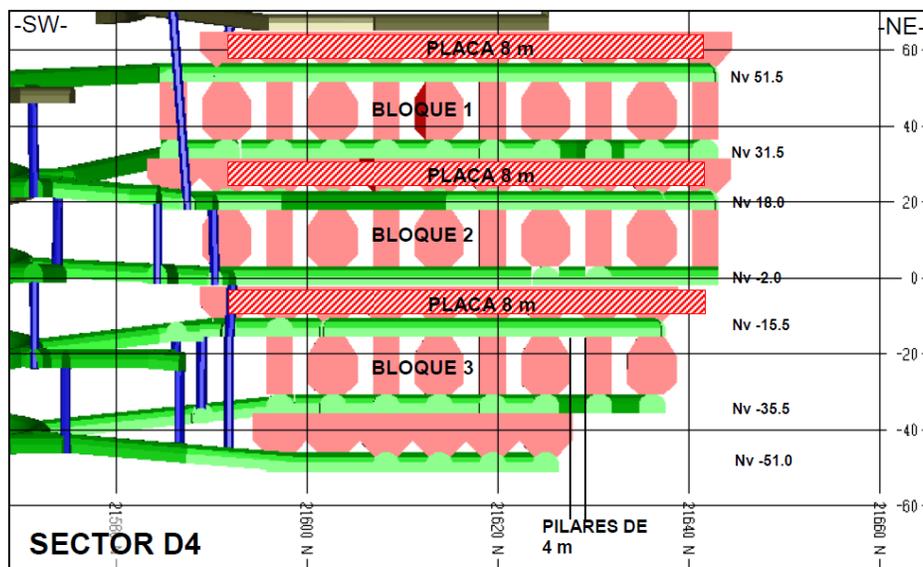


Ilustración 27: Vista lateral sector D4

Cabe destacar que el diseño del sector considera dos elementos claves para asegurar la estabilidad de las cámaras de producción: pilares de 6 metros de ancho entre cámaras y la implementación de losas de 8 metros de potencia entre los distintos bloques. A continuación se presenta una vista transversal de dichas cámaras, haciendo mención en detalle de las dimensiones relevantes para el diseño:

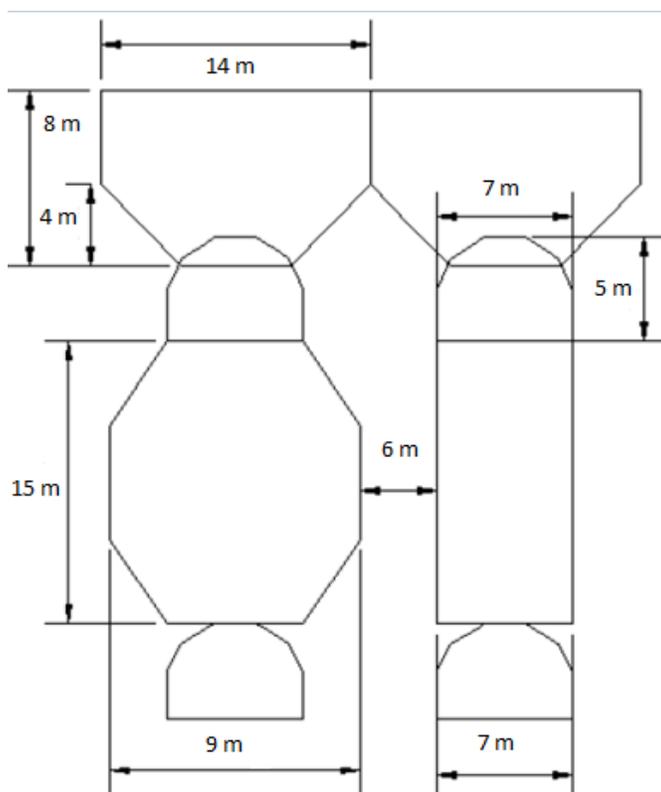


Ilustración 28: Diseño labores sector D4

Tabla 7: Parámetros Diseño D4

	Alto [m]	Ancho [m]
Cámara Primaria	15	7
Cámara Secundaria	15	9
Pilar	15	6
Losa	8	14
Galería	5	7

Los parámetros de diseño a utilizar se basan en las recomendaciones planteadas por el estudio efectuado por parte de E-Mining Technology (EMT), en donde se comprobó la estabilidad del sector bajo dichas especificaciones.

Tomando en cuenta los parámetros de diseño previamente mencionados, y al considerar la ley de corte del método, se obtienen las siguientes reservas y los respectivos diseños para los bloques de explotación presentes en el sector D4.

Tabla 8: Reservas sector D4

	Reservas [ton]	Lm [%]
Bloque 1	264.643	1,66
Bloque 2	166.670	1,48
Bloque 3	100.715	1,32
Total	532.028	1,54

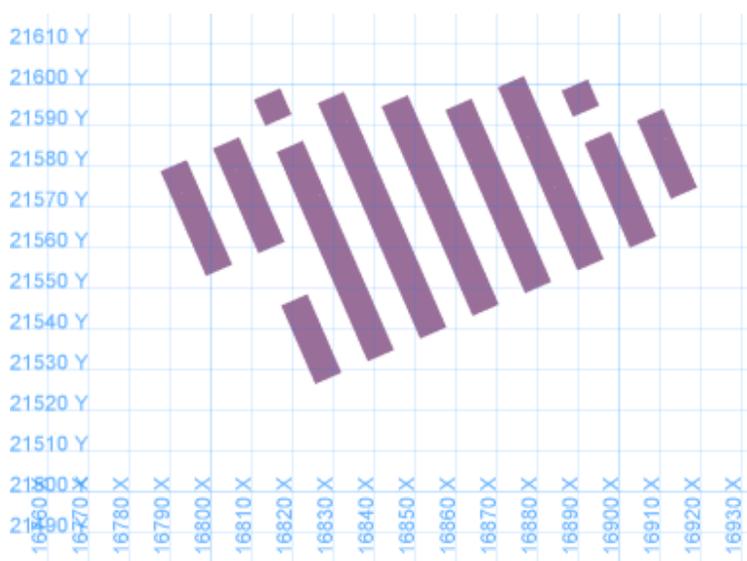


Ilustración 29: Vista en planta reservas nivel 31.5

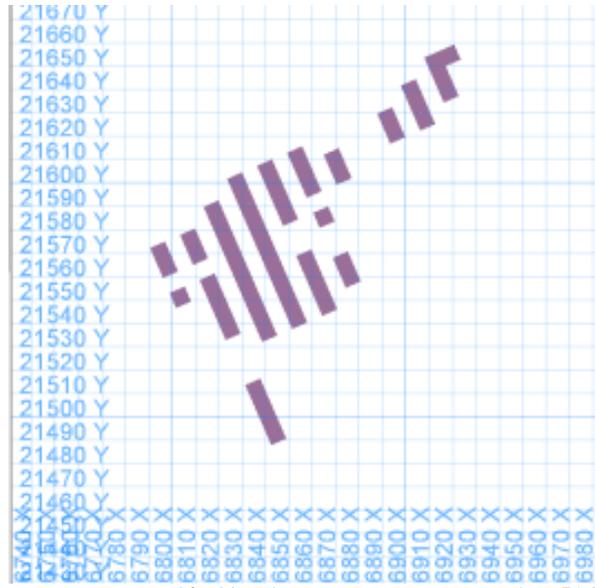


Ilustración 30: Vista en planta reservas nivel 51.5

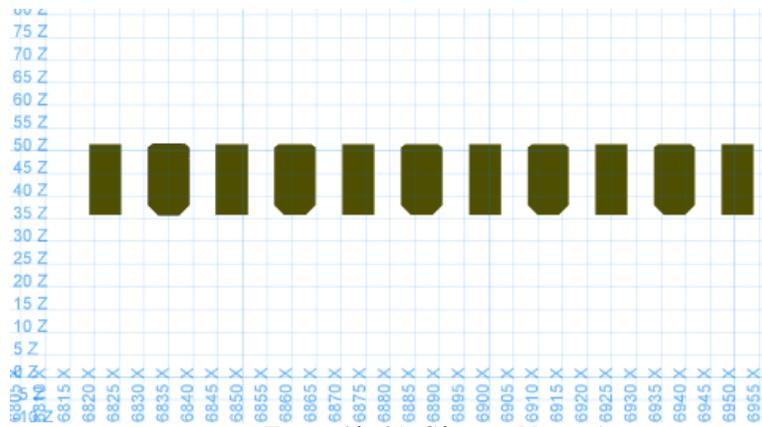


Ilustración 31: Cámaras bloque 1

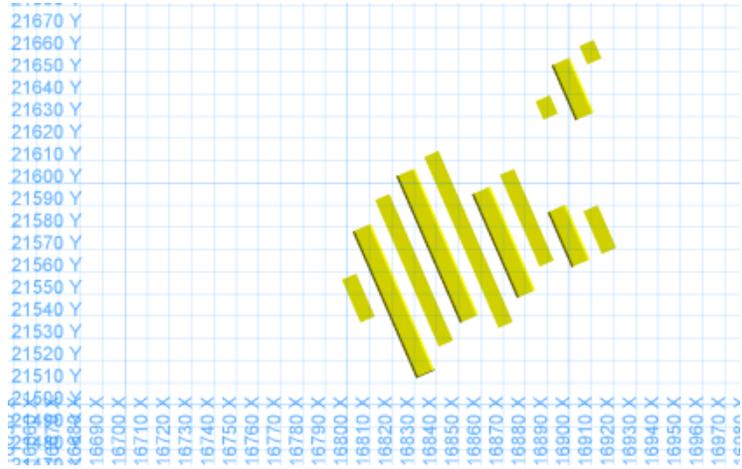


Ilustración 32: Vista en Planta bloque 1

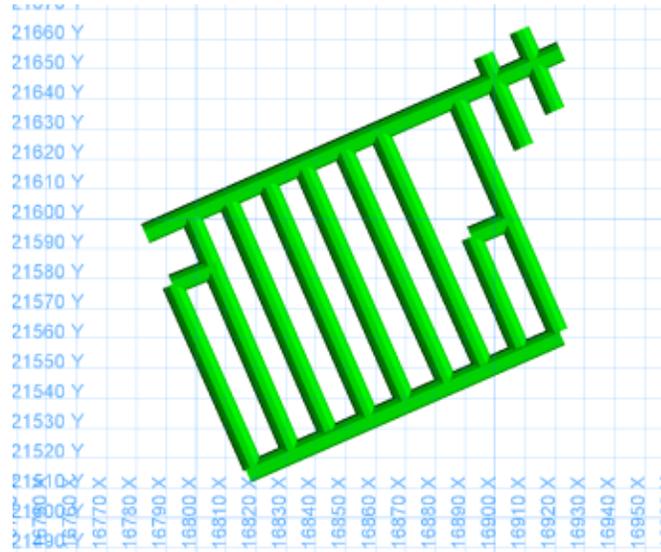


Ilustración 33: Diseño nivel 51.5

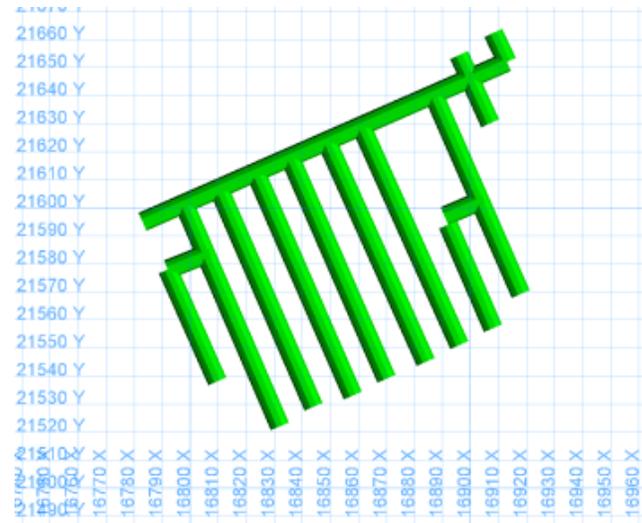


Ilustración 34: Diseño nivel 31.5

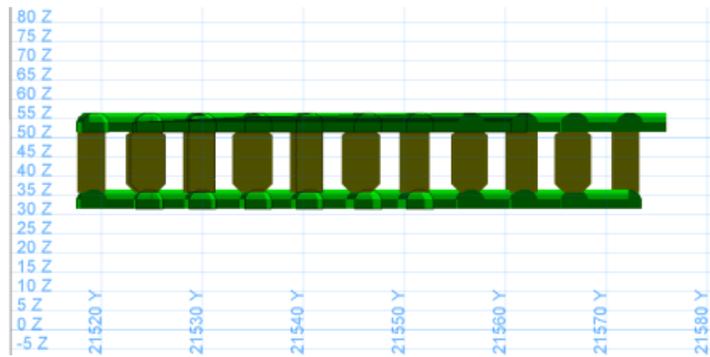


Ilustración 35: Vista lateral bloque 1

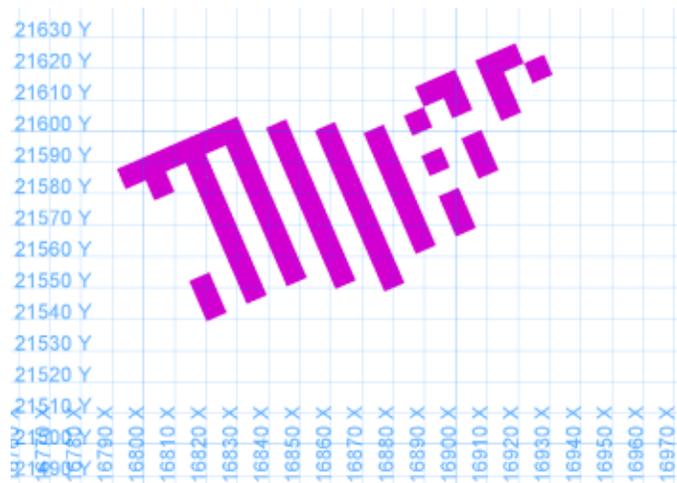


Ilustración 36: Vista en Planta Nv 18

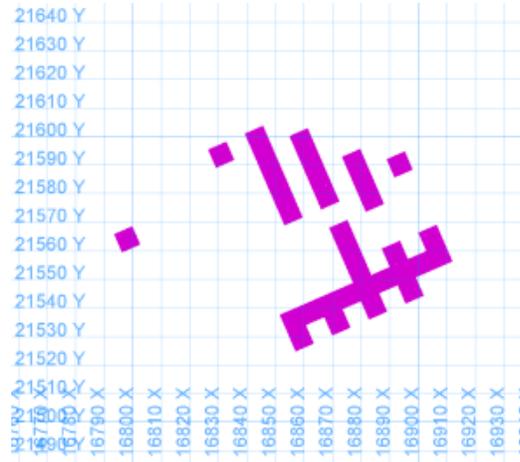


Ilustración 37: Vista en Planta Nv -2

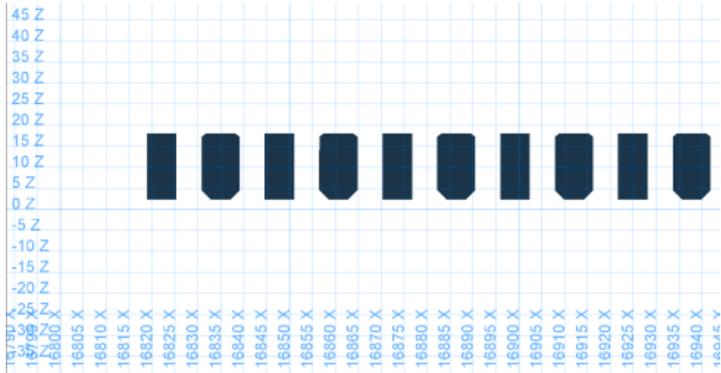


Ilustración 38: Vista Lateral Bloque 2

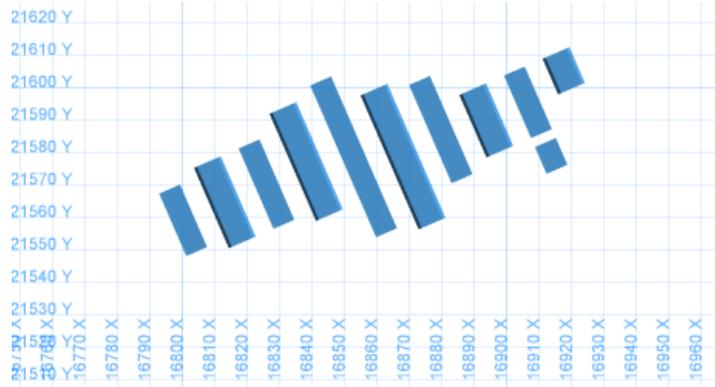


Ilustración 39. Vista en Planta Camaras Bloque 2

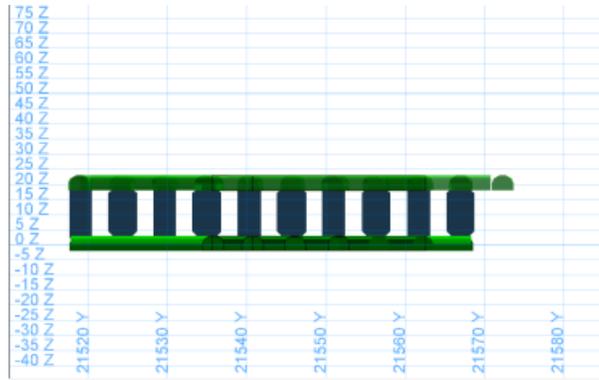


Ilustración 40: Vista lateral Bloque 2

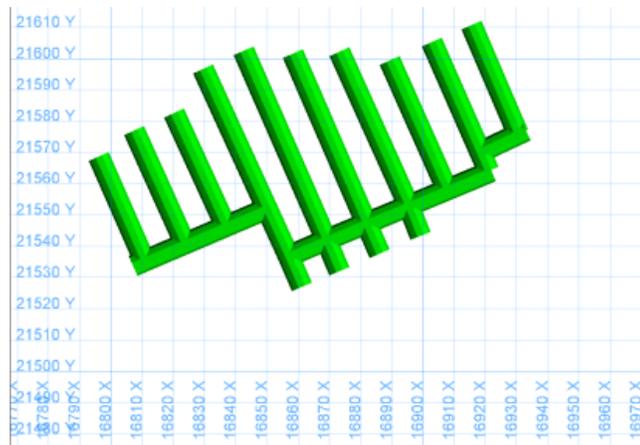


Ilustración 41: Vista en Planta Diseño Nv .2

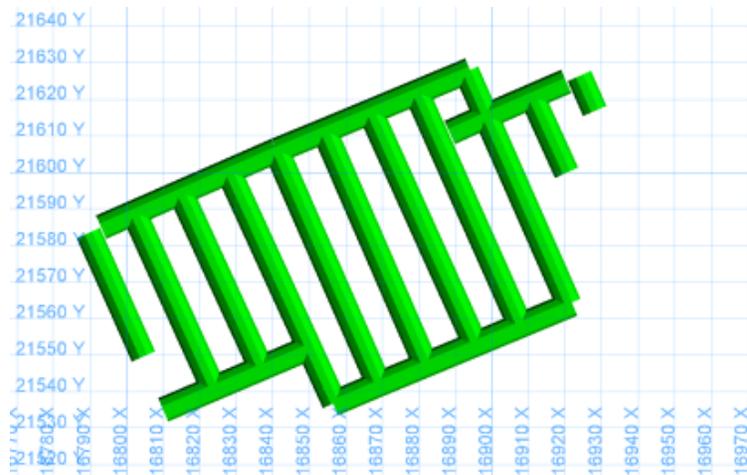


Ilustración 42: Vista en planta Diseño Nv 18

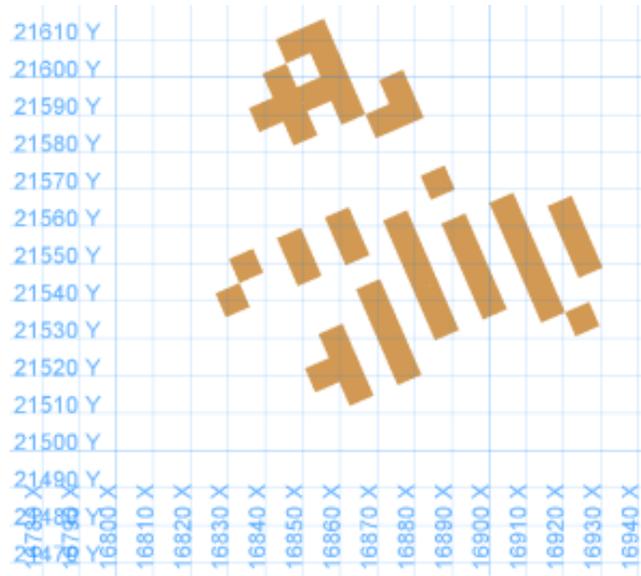


Ilustración 43: Vista en Planta Nv -15

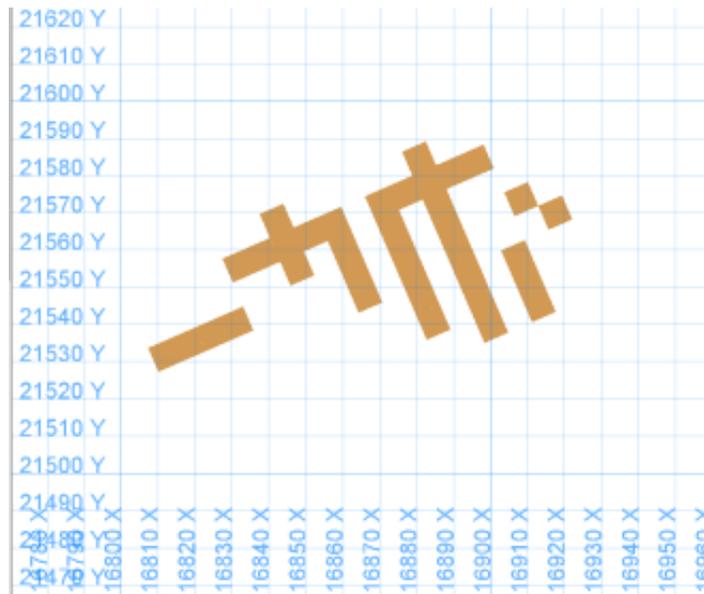


Ilustración 44: Vista en Planta Nv -35.5



Ilustración 45: Cámaras Bloque 3

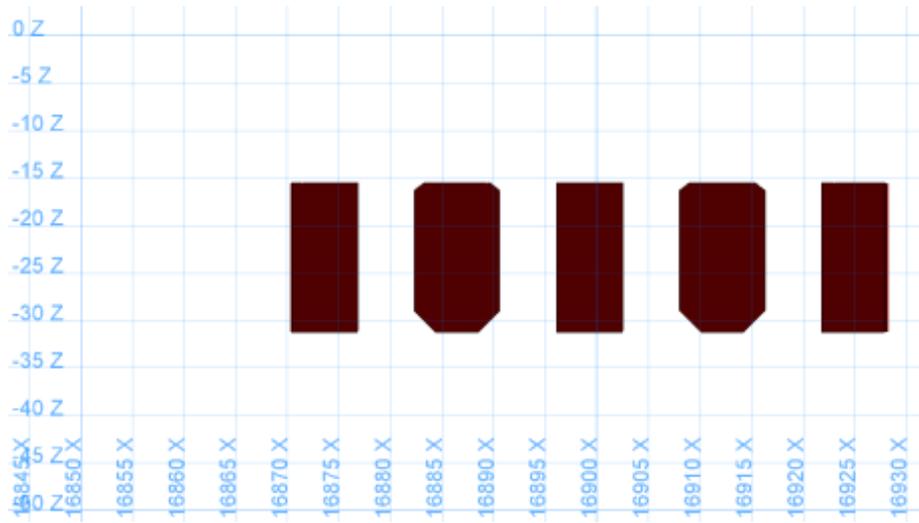


Ilustración 46: Cámaras Bloque 3

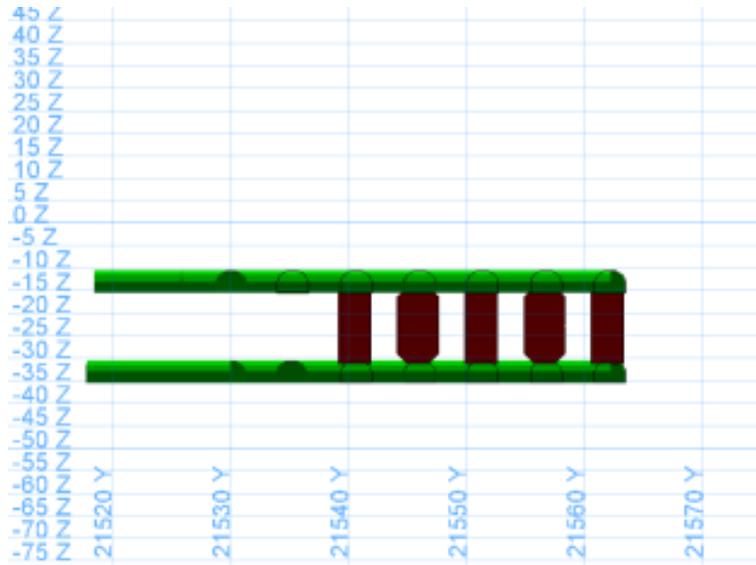


Ilustración 47: Cámaras Bloque 3 perfil

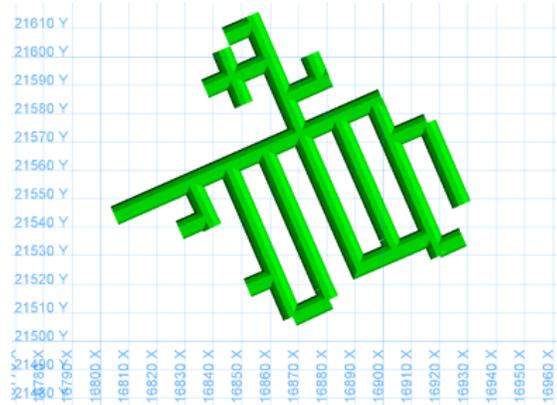


Ilustración 48: Diseño Nv -15.5

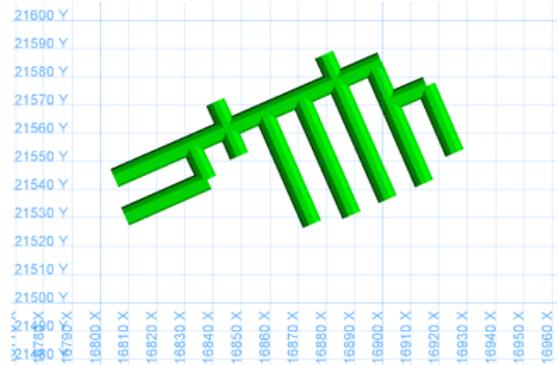


Ilustración 49: Diseño Nv. -35.5

3.2 Diseño sector ABW Inferior

La implementación del método bench & fill considera 3 bloques principales en el sector ABW inferior, los cuales se encuentran localizados entre las cotas 200 y 135, además se planea explotar las cámaras SLS-66 en la cota 66 y ABW Inferior Norte en la cota 108.5.

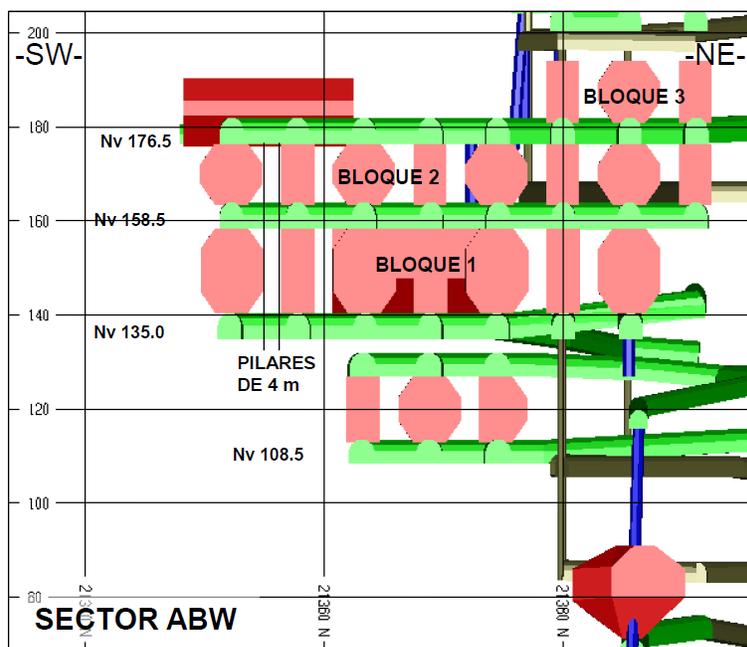


Ilustración 50: Sector ABW inferior

El diseño del sector ABW inferior considera 3 alturas distintas para las cámaras a implementar, abarcando altura desde los 13 metros hasta los 18 metros. A continuación se detallan las dimensiones de las distintas labores a realizar de acuerdo al bloque en el cual se ubican:

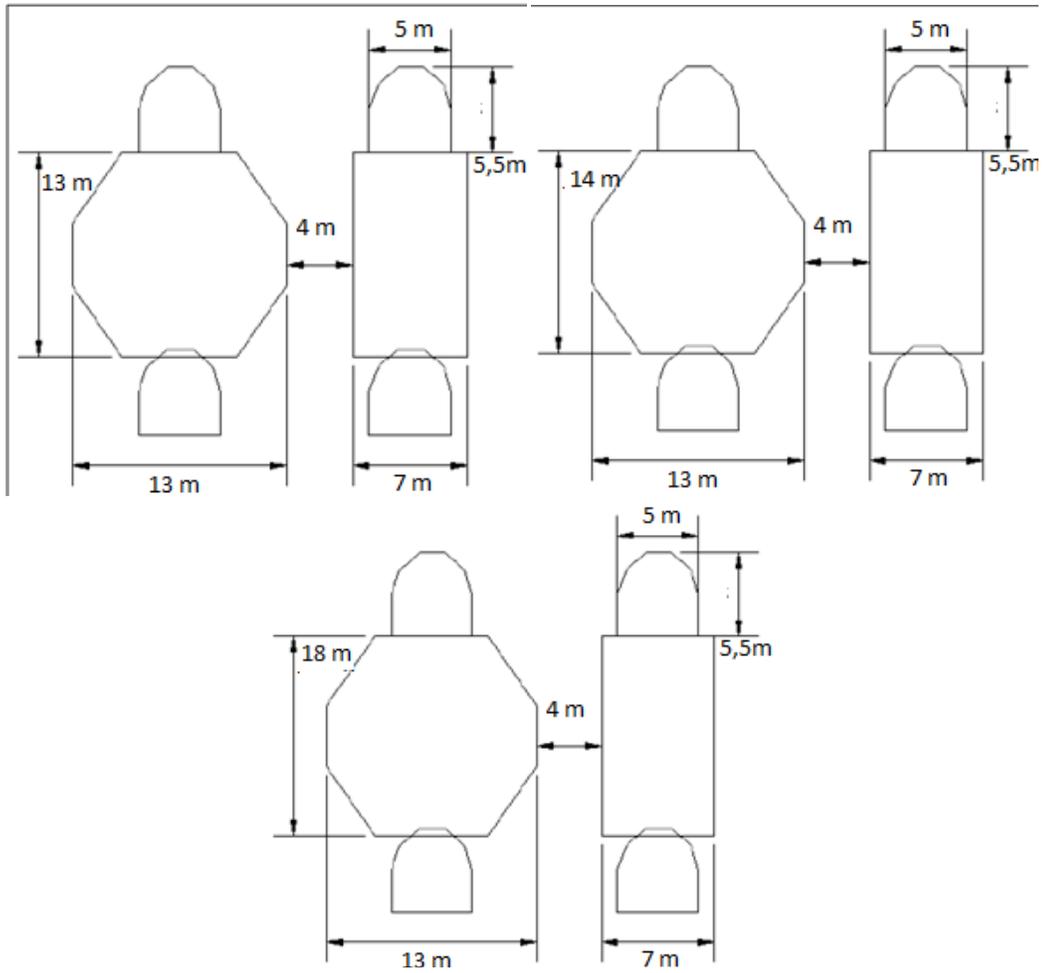


Ilustración 51: Parámetros diseño sector ABW inferior

Tabla 9: Parámetros diseño bloque 1 sector ABW inferior

	Alto [m]	Ancho [m]
Cámara Primaria	14	7
Cámara Secundaria	14	13
Pilar	14	4
Galería	5,5	5

Tabla 10: Parámetros diseño bloque 2 sector ABW inferior

	Alto [m]	Ancho [m]
Cámara Primaria	13	7
Cámara Secundaria	13	13
Pilar	13	4
Galería	5,5	5

Tabla 11: Parámetros diseño bloque 3 sector ABW inferior

	Alto [m]	Ancho [m]
Cámara Primaria	18	7
Cámara Secundaria	18	13
Pilar	18	4
Galería	5,5	5

Los parámetros de diseño a utilizar se basan en las recomendaciones planteadas por el estudio efectuado por parte de EMT, donde se comprobó la estabilidad del sector bajo dichas especificaciones.

Hay que tener en cuenta que los parámetros de diseño del sector ABW Inferior se encuentran en una etapa temprana de estudio, los cuales pueden ser sujetos a cambios de acuerdo a la experiencia que se obtenga durante la explotación del sector D4.

3.3 Estrategia de explotación sector D4

Debido a la necesidad que tiene MIC de disponer de mineral en manera temprana, el plan minero asociado a la explotación del Sector D4 comienza por la extracción del material ubicado en la zona superior del cuerpo mineralizado. La estrategia de explotación implementada considera una explotación descendente y en retroceso, comenzando con el bloque 1 y dejando placas de mineral entre niveles de explotación.

Los bloques se conforman por dos tipos de caserones, los denominados primarios (Recto) y caserones secundarios (Abanico). Es así como la secuencia de explotación queda definida por la siguiente restricción: los caserones secundarios serán explotados una vez que los dos caserones primarios adyacentes ya hayan sido explotados y rellenados.

Otro punto a definir es que para comenzar con la explotación de los caserones primarios del bloque 2, es necesario haber explotado y rellenado las unidades de explotaciones inmediatamente superiores al caserón a explotar. La misma operación se debe realizar para el bloque 3.

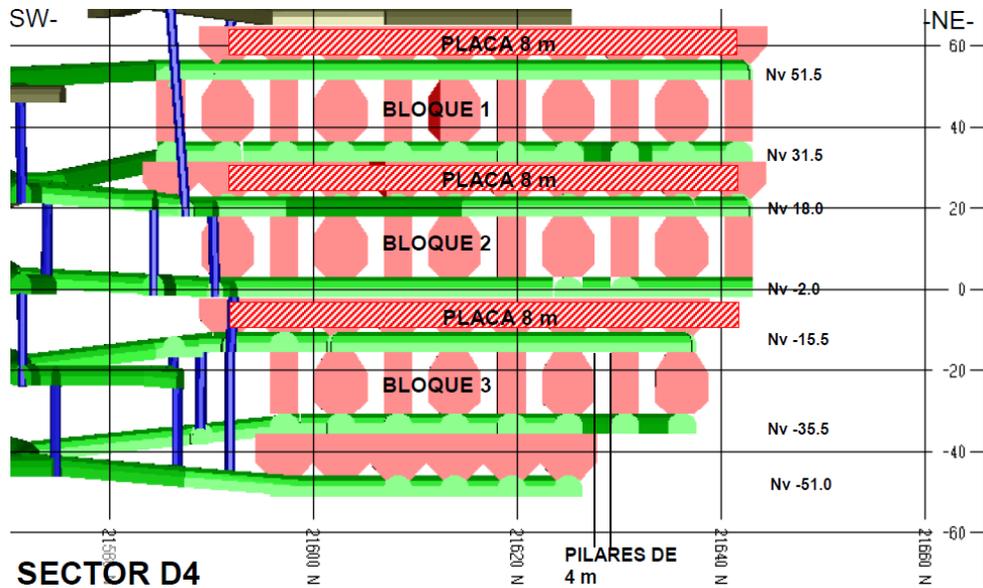


Ilustración 52: Diseño sector D4

3.4 Estrategia de explotación sector ABW inferior

La estrategia de explotación del sector ABW inferior debe adecuarse tanto al plan minero planteado por MIC y las condiciones geotécnicas del sector, es así como se define una estrategia de explotación de manera ascendente y en retroceso. El detalle se presenta a continuación:

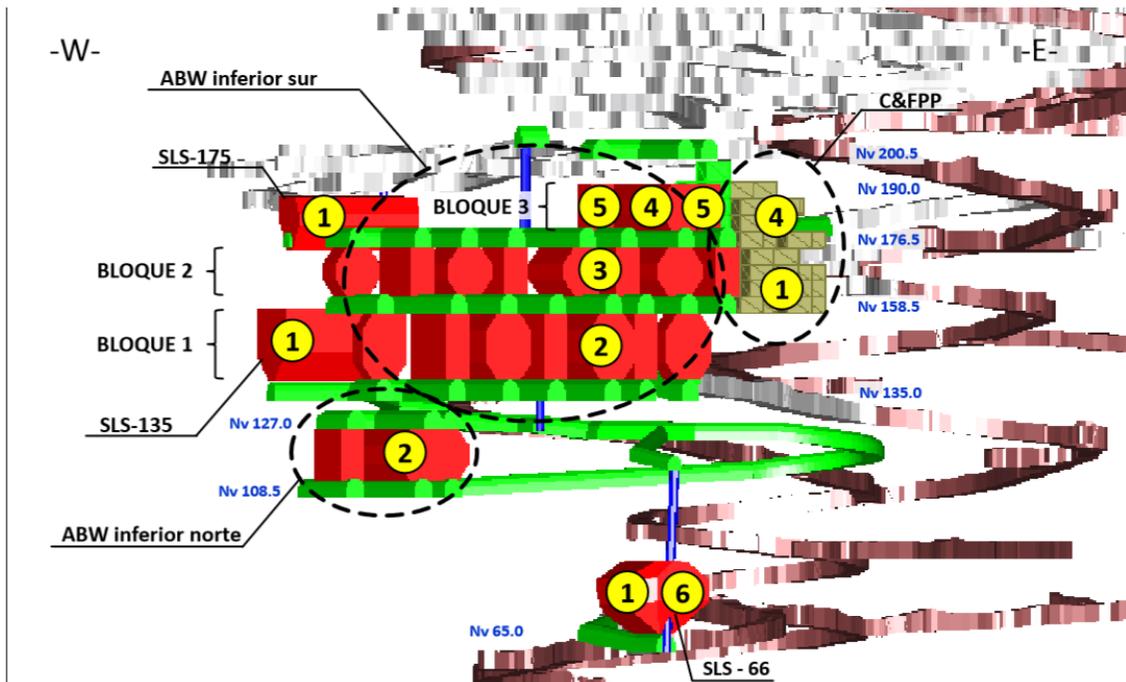


Ilustración 53: Distribución de unidades de explotación sector ABW inferior

1. Explotar los caserones SLS-175, SLS-135 y parcialmente el SLS-66 (Etapa I). La explotación de estos caserones puede efectuarse en forma simultánea. Asimismo, se puede comenzar la explotación del sector C&FPP entre las cotas 158.5 y 176.5.

La explotación parcial del caserón SLS-66 debe ser de Norte a Sur. Esta considera la explotación de una cavidad inicial estable, alejada del intrusivo de menor calidad geotécnica. Para ello es necesario realizar la chimenea de corte en el extremo Norte de la unidad de explotación. El largo del caserón a explotar en la Etapa I no debe sobrepasar los 12 m de largo.

2. Explotar el caserón primario SLS ABW Inferior Norte, para posteriormente rellenarlo y explotar los caserones secundarios B&F. Paralelamente es posible comenzar con la explotación del bloque 1 del sector ABW Inferior Sur, para ello se deben explotar y rellenar los caserones primarios SLS antes de explotar y rellenar los caserones secundarios B&F.

3. Explotar los caserones del bloque 2 del sector ABW Inferior Sur. Es posible comenzar la explotación de este bloque, siempre que los tres caserones inmediatamente inferiores a la unidad de explotación a extraer se encuentren explotados y rellenados. Al igual que el bloque 1, la explotación del caserón secundario (B&F) debe ser posterior a la explotación y relleno de las dos unidades primarias (SLS) adyacentes.

4. Explotar el caserón primario del bloque 3 del sector ABW Inferior Sur y bloque C&FPP entre la cota 181.0 y la cota 190.0 manteniendo un pilar de 7.0 m hacia la unidad de (B&F) adyacente.

5. Explotar los caserones secundarios del bloque 3 del sector ABW Inferior Sur.

6. Finalmente se explota la Etapa II del caserón CAS-SLS-66, la cual considera una explotación masiva (de la unidad remanente) y una recuperación posterior en régimen de hundimiento.

3.5 Extracción y relleno simultáneo

Producto de la existencia de unidades de explotación con radios hidráulicos (RH) superiores a los admisibles (principalmente en el sector D4), se concluye por restringir el RH expuesto durante la explotación. El objetivo es minimizar la sobre excavación en las paredes de las unidades de explotación y el posible daño en los pilares. Es así como se propone realizar un proceso de extracción y relleno simultáneo.

Se utilizó como criterio de aceptabilidad paredes con probabilidad de falla menor a 5%, y aquellas con sobre excavación entre 0,5m a 0,8m. Se usó la herramienta empírica ELOS (Equivalent Linear Overbreak/Slough) para estimar el máximo radio hidráulico expuesto.

Para estimar las distancias entre frentes de avance se debe considerar lo siguiente:

- Control riguroso en la construcción de labores (dirección y sección)
- Construcción de chimeneas de corte dentro de la unidad de explotación, con efecto de evitar el adelgazamiento del pilar entre dos unidades de explotación.
- Operaciones de perforación y tornadura enfocadas en minimizar el daño al pilar (control del ángulo y longitud de los tiros perforados, disminución del factor de carga en paredes sensibles).

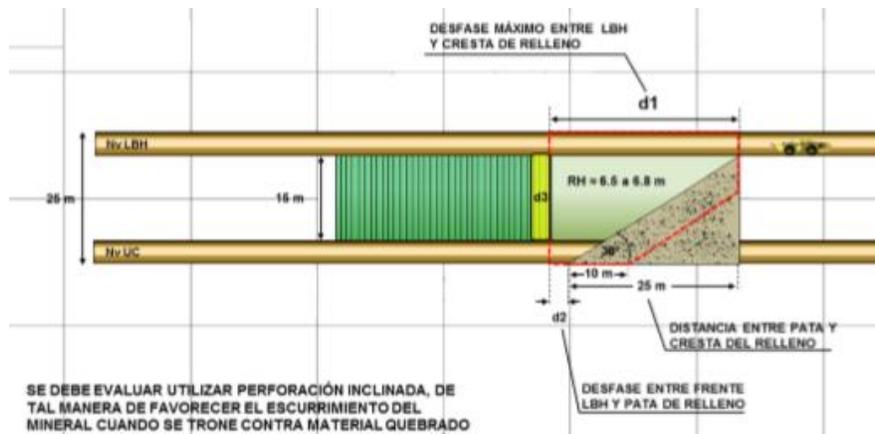


Ilustración 54: Estrategia de extracción y relleno simultáneo

Tomando en cuenta los requerimientos anteriormente mencionados, se especifican las siguientes restricciones para utilizar relleno simultáneo:

- Desfase máximo entre LBH y cresta de relleno ($d1$) = 30m a 36m
- Desfase entre frente LBH y relleno ($d2$) = 5m a 11m
- Largo máximo a tronar ($d3$) = 6m

4 Operaciones Unitarias

Las labores a realizar se agrupan dentro de tres tipos, los cuales se definen de acuerdo al objetivo final de estas, es así como se separan los trabajos en:

- Labores de desarrollo de galerías
- Labores de excavación de cámaras primarias
- Labores de excavación de cámaras secundarias

A su vez, las operaciones necesarias para llevar a cabo las excavaciones anteriormente mencionadas se clasifican de acuerdo a las siguientes operaciones unitarias:

- Perforación
- Tronadura
- Fortificación
- Carguío
- Transporte

4.1 Rendimientos y tiempos relevantes

Haciendo uso de los índices obtenidos por medio de la metodología Asarco, los tiempos de ciclo medidos y los rendimientos promedio de los principales equipos utilizados para el bench & fill, se procede a determinar los parámetros a utilizar en las siguientes etapas del estudio.

4.1.1 Perforación

En el proceso de perforación se requiere determinar los tiempos de ciclo operativo y tiempo de mantención para los distintos equipos, además es necesario obtener el rendimiento operacional de los mismos.

Tabla 12: Parámetros equipos de perforación

	Jumbo	AirRock cámara primaria	AirRock cámara secundaria
Tiempo de ciclo medido [hr]	2,41	10,17	10,78
Rendimiento medido [mb/hr]	95,51	8,85	8,44
Disponibilidad física [%]	93,46	88,92	88,92
Índice de utilización [%]	83,71	67,18	67,18
Factor operacional [%]	72,54	87,16	87,16
Factor de efectividad [%]	56,76	52,07	52,07
Tiempo real total [hr]	4,24	19,53	20,70
Tiempo medido [hr]	2,41	10,17	10,78
Tiempo operativo [hr]	3,32	11,66	12,37
Tiempo mantención [hr]	0,28	2,16	2,29
Rendimiento nominal [mb/hr]	54,21	4,61	4,40
Rendimiento operacional [mb/hr]	69,29	7,72	7,36

4.1.2 Tronadura

Para el proceso de tronadura se requiere calcular los tiempos de ciclo operativo y tiempo de mantención para los equipos en uso, es así como se obtiene que:

Tabla 13: Parámetros equipos de tronadura

	Carg. ANFO	Nissan Terrano - Camara primaria	Nissan Terrano - Camara secundaria
Tiempo de ciclo medido [hr]	2,00	1,50	1,50
Disponibilidad física [%]	95,67	92,63	92,63
Índice de utilización [%]	62,16	88,91	88,91
Factor operacional [%]	91,68	84,77	84,77
Factor de efectividad [%]	54,52	69,81	69,81
Tiempo real total [hr]	3,67	2,15	2,15
Tiempo medido [hr]	2,00	1,50	1,50
Tiempo operativo [hr]	2,18	1,77	1,77
Tiempo mantención [hr]	0,16	0,16	0,16

4.1.3 Fortificación

Al igual que en el proceso de tronadura, tan solo se requiere el cálculo de los tiempos relevantes para el estudio, obteniendo los siguientes resultados

Tabla 14: Parámetros equipos de fortificación

	Shotcretera	Brook	Boltec	Simba
Tiempo de ciclo medido [hr]	1,95	1,15	1,06	3,62
Disponibilidad física [%]	97,83	90,99	91,81	91,39
Índice de utilización [%]	46,87	88,80	70,73	72,31
Factor operacional [%]	93,21	79,31	85,01	87,77
Factor de efectividad [%]	42,73	64,08	55,20	57,99
Tiempo real total [hr]	4,56	1,79	1,92	6,24
Tiempo medido [hr]	1,95	1,15	1,06	3,62
Tiempo operativo [hr]	2,09	1,45	1,25	4,12
Tiempo mantención [hr]	0,10	0,16	0,16	0,54

4.1.4 Carguío

En el proceso de carguío se requiere obtener el rendimiento, tiempo de ciclo y tiempo de mantención para los equipos utilizados. Los resultados obtenidos son:

Tabla 15: Parámetros equipos de carguío

	LH410 - Construcción galería	LH410 - cámara primaria	LH410 - cámara secundaria
Tiempo de ciclo medido [min]	3,60	3,20	3,20
Rendimiento medido [m ³ /hr]	64,99	73,11	73,11
Disponibilidad física [%]	82,12	82,12	82,12
Índice de utilización [%]	86,48	86,48	86,48
Factor operacional [%]	87,21	87,21	87,21
Factor de efectividad [%]	61,93	61,93	61,93
Tiempo real total [hr]	3,05	6,96	7,48
Tiempo medido [hr]	1,89	4,31	4,63
Tiempo operativo [hr]	2,17	4,94	5,31
Tiempo mantención [hr]	0,55	1,24	1,34
Rendimiento nominal [m ³ /hr]	40,25	45,28	45,28
Rendimiento operacional [m ³ /hr]	56,68	63,76	63,76

4.2 Desarrollo de galerías

Los trabajos de excavación de galerías a utilizar en las etapas de desarrollo y producción consideran las labores de avance frontal abarcando los siguientes tipos:

- Pivotes de acceso a los niveles
- Galerías nivel de perforación (nivel superior)
- Galerías nivel de extracción (nivel inferior)

La sección de trabajo cuenta con los siguientes parámetros de diseño:

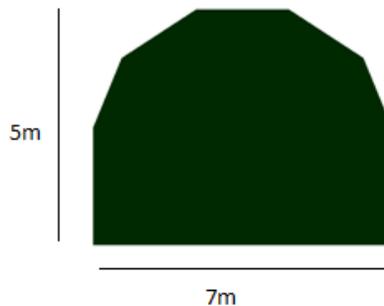


Ilustración 55: Sección transversal de galerías

Tabla 16: Parámetros diseño galería sector D4

	Dimensión
Alto	5 m
Ancho	7 m
Avance Objetivo	3,5 m

4.2.1 Perforación

La etapa de perforación para la construcción de túneles se realiza por medio de un equipo Boomer 282, con una longitud de perforación de 3,9 metros y un avance efectivo por disparo de 3,5 metros. El diagrama de perforación a utilizar sigue las especificaciones planteadas en el diseño de tronadura realizado en marzo del 2013 para secciones de 5m x 7m sin cara libre. Es así como se cuenta con el siguiente diagrama de perforación:

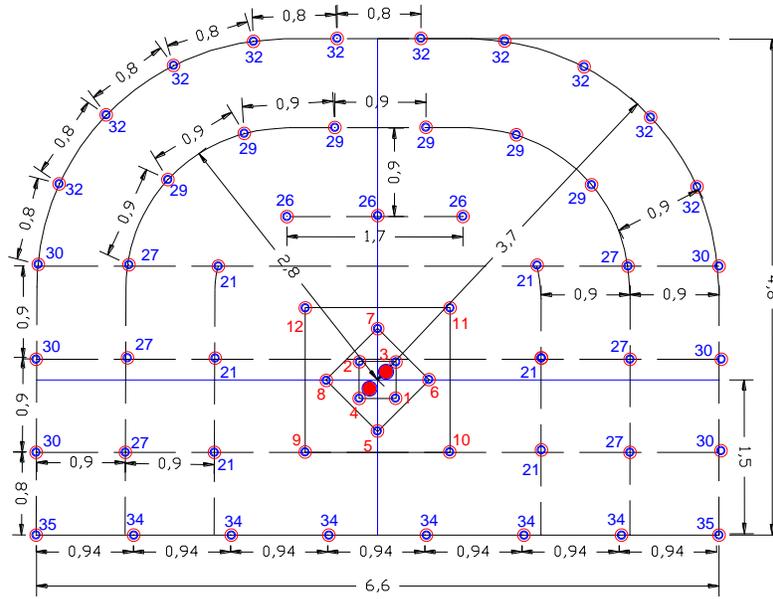


Ilustración 56: Diagrama de perforación túnel

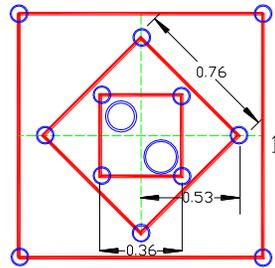


Ilustración 57: Diagrama rainura

La distribución de tiros para el diseño planteado se indica a continuación:

Tabla 17: Detalle de pozos a perforar

Tipo de Tiro	Cantidad
Rainura	12
Coronas	10
Auxiliares corona	9
Cajas	6
Auxiliares cajas	12
Zapateras	8
Escareados	2

Es así como la etapa de perforación se puede resumir en los siguientes parámetros claves de diseño:

Tabla 18: Parámetros de diseño de perforación

Parámetro	Valor
Sección	7 x 5 m
Diámetro de perforación	1 ½ "
Largo perforación	3,9 m
Avance Efectivo	3,5 m
Cantidad de Tiros	59 pozos
Metros Barrenados	230 m
Factor de Perforación	1,44 ton/mb
Rendimiento	69,29 mb/hr

4.2.2 Tronadura

Los requerimientos de explosivos para la etapa de tronadura sigue las especificaciones planteadas por el diagrama anteriormente mencionado, donde se tiene el siguiente detalle de requerimientos de material explosivo:

Tabla 19: Cantidad de explosivos a utilizar

Explosivo	Consumo
ANFO	194 kg
Tronex	57 und
Softron	96 und
Cordón Detonante	50 m
Guía Compuesta	1 und
Noneles	57 und
APD 250	57 und

Haciendo uso de los requerimientos mencionados, se procede a determinar los parámetros de diseño más relevantes para la ejecución de los trabajos:

Tabla 20: Parámetros de diseño tronadura

Parámetro	Valor
Longitud de Tiro	3,9 m
Avance Real	3,51 m
Taco	1 m
Diámetro	1 ½ "
ANFO Equivalente	214,68 kg
Factor de Carga	0,65 kg/ton

El factor de carga se obtiene por medio de la siguiente fórmula:

$$\text{Factor de carga } \left(\frac{\text{kg exp}}{\text{ton mat}} \right) = \frac{\sum \text{Peso explosivo (kg)} * \text{Potencia peso relativa ANFO}}{\text{Toneladas de material}}$$

Para el caso anteriormente mencionado se tienen los siguientes datos:

Tabla 21: Parámetros de explosivos

Explosivos	Peso [kg]	Potencia Relativa a ANFO
ANFO [Kg]	1,00	1
Tronex [und]	0,15	1,22
Softron [und]	0,15	1,13
APD 250 [und]	0,03	1,50

Es así como se obtiene el siguiente resultado para el peso relativo de explosivo:

Tabla 22: Peso relativo de explosivos

Tunel	Cantidad utilizada	Peso	Peso Relativo ANFO
ANFO	194,00 kg	194,00 kg	194,00 kg
Tronex	57,00 und	8,72 kg	10,64 kg
Softron	96,00 und	14,02 kg	15,84 kg
APD 250	57,00 und	1,43 kg	2,14 kg
Total			222,62 kg

Finalmente se calcula el factor de carga, obteniendo un resultado de 0,65 kg/ton

El carguío de los explosivos se realiza por medio de dos métodos. Para la introducción del ANFO en los pozos perforados se usa un cargador neumático de ANFO, por otro lado el carguío de los otros elementos explosivos se realiza de manera manual por los encargados de tronadura de la mina.

4.2.3 Fortificación

La implementación de elementos de fortificación responde a la necesidad de mejorar la estabilidad de los sectores aledaños a las labores, es así como se hace uso de los siguientes elementos en la construcción de túneles:

- Pernos de anclaje
- Malla
- Shotcrete
- Shotcrete con fibra

La cantidad a instalar en cada una de las labores se estima según de consumo medio, los cuales fueron generados durante el periodo 2013-2014 en la mina subterránea para las labores de avance frontal. Es así como se obtienen los siguientes resultados de utilización para los elementos mencionados:

Tabla 23: Índices de consumo insumos fortificación

Insumos	Índice Consumo
Shotcrete	0,19 m ³ /m
Shotcrete con fibra	0,62 m ³ /m
Malla	0,45 und/m
Pernos	2,48 und/m

Para efectuar los trabajos de fortificación necesarios, se hace uso de los siguientes equipos:

Tabla 24: Equipos a utilizar fortificación

Operación	Equipo
Acuñadura	Brokk
Instalación pernos	Jumbo Boltec
Instalación shotcrete	Shotcretera

4.2.4 Carguío

La etapa de carguío en la excavación de túneles conlleva el acarreo del material desde la frente de trabajo hasta un acopio interior mina, lugar en donde el material es cargado a los camiones de transporte. Durante este proceso se hace uso de equipos cargadores Sandvik LH410. A continuación se presentan los principales resultados obtenidos:

Tabla 25: Resultados relevantes carguío

Parámetro	Valor
Capacidad de balde	6 yd ³
Factor de llenado	85 %
Distancia media acarreo	180 m
Rendimiento	152,46 ton/hr

4.2.5 Transporte

El proceso de transporte del material es efectuado por una empresa externa por medio de dos contratos cuyo costo se detalla en secciones posteriores. El proceso de transporte involucra las siguientes etapas:

- Carguío del material desde acopio hasta camión de transporte.
- Transporte del material hasta destino final.

Los equipos a utilizar en dichas etapas son:

Tabla 26: Equipos de transporte

Operación	Equipo
Carguío	Cargador frontal
Transporte mineral	Camión CAT AD55
Transporte estéril	Camión Volvo FX

4.3 Cámaras de producción primarias

Las denominadas cámaras primarias son aquellas en que los pozos de perforación son aproximadamente paralelos, y la cámara tiene una forma rectangular con un ancho de 7 metros.

4.3.1 Perforación y tronadura

Los trabajos de perforación para la excavación de las cámaras se realizan por medio de un equipo AirRock D65. Dicho modelo cuenta con un sistema de perforación DTH, logrando así una mayor precisión en la perforación descendente para tiros de mayor longitud.

Los diagramas de perforación utilizados para la tronadura siguen la metodología propuesta por Langefors, que involucra parámetros de calidad del macizo rocoso, tipo de explosivo utilizado y diámetro de perforación como datos de entrada. Los valores teóricos a su vez son ajustados de acuerdo a la experiencia obtenida de los trabajos de SLS anteriormente realizados en otros sectores de la mina. Es así como se obtienen los siguientes parámetros de diseño:

Tabla 27: Parámetros diseño perforación para cámaras primarias

Parámetro	Valor
Longitud de perforación	15m
Diámetro de perforación	3 ½’’
Burden	3 m
Espaciamiento	2,5 m
Cantidad de tiros	4 pozos
Tiros auxiliares	2 pozos
Metros barrenados	90 m
Factor de perforación	9,42 ton/mb
Factor de carga	0,18 kg/ton
Rendimiento	7,72 mb/hr

Considerando los parámetros de diseño a emplear, se muestra una representación gráfica de la ubicación espacial de los mismos en cada una de las paradas de las cámaras tipo primarias:

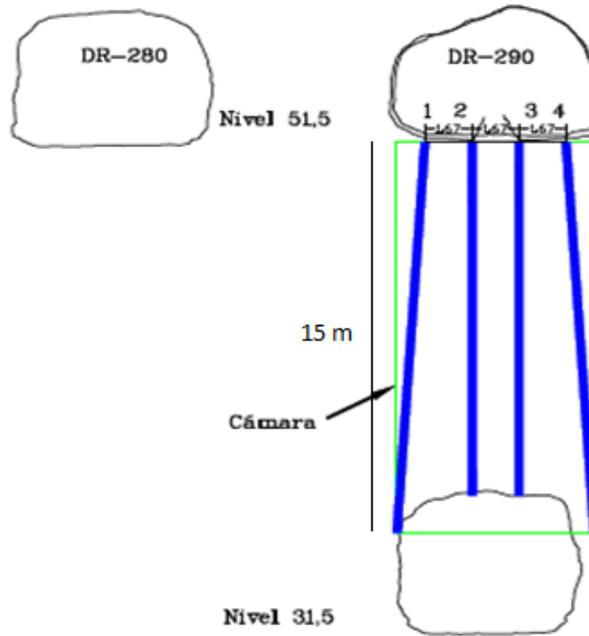


Ilustración 58: Diagrama tronadura cámara primaria



Ilustración 59: Diagrama tronadura tiros auxiliares cámara primaria

La tronadura en las cámaras primarias de producción se realiza por medio de la introducción manual de la carga explosiva en los distintos pozos anteriormente perforados. Tomando en cuenta los explosivos a utilizar, se procede a determinar la cantidad necesaria de cada uno de dichos elementos para llevar a cabo una correcta tronadura. El detalle de los requerimientos de explosivo se presenta a continuación:

Tabla 28: Consumo explosivos tronadura cámara primaria

Consumo	Cantidad
ANFO	130,35 kg
Tronex	130 und
Cordón Detonante	70 m
Guía Compuesta	1 und
Noneles	6 und
APD 250	6 und

El factor de carga se obtiene por medio de la misma metodología anteriormente mencionada:

Tabla 29: Parámetros de los explosivos

Explosivos	Peso [kg]	Potencia Relativa a ANFO
ANFO [Kg]	1,00	1
Tronex [und]	0,15	1,22
APD 250 [und]	0,03	1,50

Es así como se obtiene el siguiente resultado para el peso relativo de explosivo:

Tabla 30: Peso relativo de los explosivos

Tunel	Cantidad utilizada	Peso	Peso Relativo ANFO
ANFO	130,35	130,35	130,35
Tronex	130,67	19,99	24,39
APD 250	6,00	0,15	0,23
Total			154,97

Finalmente se calcula el factor de carga, obteniendo un resultado de 0,18 kg/ton

4.3.2 Carguío y transporte

El proceso de carguío hace uso del mismo equipo que en la construcción de túneles, donde solo cambia la distancia promedio de acarreo para el LHD. A continuación se presentan los principales resultados obtenidos:

Tabla 31: Resultados proceso de carguío

Parámetro	Valor
Capacidad de balde	6 yd ³
Factor de llenado	85 %
Distancia media acarreo	150 m
Rendimiento	171,52 ton/hr

El transporte del mineral desde los acopios de carguío hacia superficie es realizado por la empresa Astudillo, haciendo uso de cargadores frontales y camiones CAT AD55. Considerando la distancia promedio que deben recorrer los camiones de transporte se obtienen los siguientes resultados relevantes para el proceso de transporte:

Tabla 32: Resultados proceso de transporte

Parámetro	Valor
Capacidad máxima	22 m ³
Capacidad máxima	53,8 ton
Factor de llenado	85 %
Distancia media acarreo	8.000 m
Rendimiento	34,53 ton/hr

4.3.3 Relleno

El proceso de relleno, al igual que el proceso de transporte está a cargo de la empresa Astudillo. Para el transporte del material estéril desde los puntos de acopio hasta las cámaras primeras se hace uso de camiones Volvo FMX de 33 toneladas. Los resultados obtenidos del proceso de relleno se muestran a continuación:

Tabla 33: Resultados proceso de relleno

Parámetro	Valor
Capacidad máxima	12 m ³
Capacidad máxima	32,28 ton
Factor de llenado	85%
Distancia media acarreo	1.500 m
Rendimiento	37,88 ton/hr

4.4 Cámara Secundaria de Producción

Las cámaras secundarias de producción son las denominadas Cámara tipo Abanico, en donde los pozos de tronadura tienen una inclinación de hasta 45° con respecto a la vertical. Estas cámaras tienen un ancho de hasta 9 metros en su mayor sección.

4.4.1 Perforación y tronadura

De igual manera que en la construcción de cámaras primarias, los trabajos de perforación de cámaras secundarias son realizados por medio de un equipo AirRock D65.

Los diagramas de perforación utilizados se obtienen siguiendo la misma metodología que en el caso anterior. Los parámetros de diseño son:

Tabla 34: Parámetros diseño perforación para cámaras secundarias

Parámetro	Valor
Longitud de perforación	15 m
Diámetro de perforación	3 ½’’
Burden	3 m
Espaciamiento	4,7 m
Cantidad de tiros	6 pozos
Tiros auxiliares	2 pozos
Metros barrenados	91 m
Factor de perforación	10,01 ton/mb
Factor de carga	0,17 kg expl/ton
Rendimiento	7,36 mb/hr

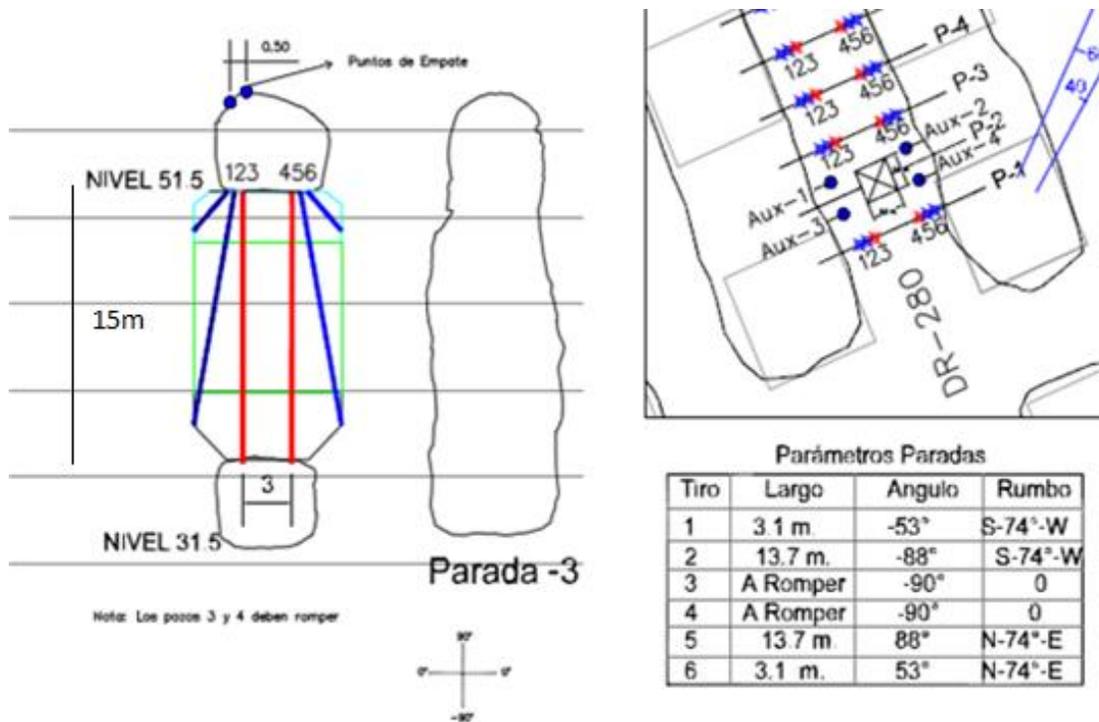


Ilustración 60: Diagrama tronadura cámara secundaria

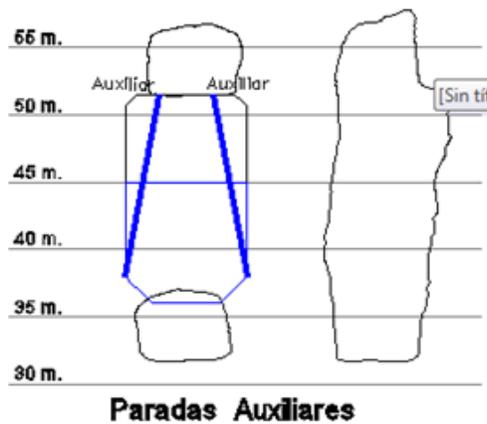


Ilustración 61: Diagrama tronadura tiros auxiliares cámara secundaria

La tronadura en las cámaras secundarias de producción se realiza por medio de la introducción manual de carga explosiva en los distintos pozos anteriormente perforados. A continuación se presenta un detalle de la cantidad de explosivo a utilizar en las paradas que forman parte del diseño:

Tabla 35: Cantidad de explosivos tronadura cámaras secundarias

Insumos Explosivos	Cantidad
ANFO	130,35 kg
Tronex	128,33 und
Cordón Detonante	70 m
Guía Compuesta	1 und
Noneles	8 und
APD 250	8 und

El factor de carga se obtiene por medio de la misma metodología anteriormente mencionada:

Tabla 36: Parámetros explosivos

Explosivos	Peso [kg]	Potencia Relativa a ANFO
ANFO [Kg]	1	1
Tronex [und]	0,15	1,22
APD 250 [und]	0,03	1,50

Es así como se obtiene el siguiente resultado para el peso relativo de explosivo:

Tabla 37: Peso relativo explosivos

Tunel	Cantidad utilizada	Peso	Peso Relativo ANFO
ANFO	130,35	130,35	130,35
Tronex	128,33	19,64	23,95
APD 250	8,00	0,20	0,30
Total			154,61

Finalmente se calcula el factor de carga, obteniendo un resultado de 0,17 kg/ton

4.4.2 Carguío y transporte

El proceso de carguío hace uso del mismo equipo que en la construcción de túneles, donde solo cambia la distancia promedio de acarreo para el LHD. Haciendo uso de las especificaciones técnicas anteriormente mencionadas, se obtienen los siguientes resultados relevantes:

Tabla 38: Resultados proceso de carguío cámaras secundarias

Parámetro	Valor
Capacidad de balde	6 yd ³
Factor de llenado	85 %
Distancia media acarreo	150 m
Rendimiento	171,52 ton/hr

El transporte del mineral desde los acopios de carguío hacia superficie es realizado por la empresa Astudillo, haciendo uso de cargadores frontales y camiones CAT AD55. Considerando la distancia promedio que deben recorrer los camiones de transporte se obtienen los siguientes resultados relevantes para el proceso de transporte:

Tabla 39: Resultados proceso de transporte cámaras secundarias

Parámetro	Valor
Capacidad máxima	22 m ³
Capacidad máxima	53,8 ton
Factor de llenado	85 %
Distancia media acarreo	8.000 m
Rendimiento	34,53 ton/hr

4.4.3 Relleno

El proceso de relleno, al igual que el proceso de transporte está a cargo de la empresa Astudillo. Para el transporte del material estéril desde los puntos de acopio hasta las cámaras secundarias se hace uso de camiones Volvo FMX de 33 toneladas. Los resultados obtenidos del proceso de relleno se muestran a continuación:

Tabla 40: Resultados proceso de relleno cámaras secundarias

Parámetro	Valor
Capacidad máxima	12 m ³
Capacidad máxima	32,28 ton
Factor de llenado	85 %
Distancia media Acarreo	2.000 m
Rendimiento	37,88 ton/hr

4.4.4 Fortificación

La fortificación necesaria para garantizar la estabilidad de las cámaras secundarias se basa en la instalación de un abanico de cables de 5 metros, los cuales son introducidos en pozos

perforados por medio de un equipo. La secuencia a seguir para la correcta aplicación de la fortificación es la siguiente:

- Se realiza la perforación de los 8 pozos pertenecientes a la parada actual por medio del equipo Simba.
- Se introduce el cableado de manera manual en los pozos.
- Se aplica lechada para asegurar el funcionamiento del sistema de fortificación

El diseño y principales parámetros del sistema de fortificación a utilizar se presentan a continuación:

Tabla 41: Parámetros de diseño fortificación

Parámetro	Valor
Distancia entre paradas	3 m
Numero de pozos	8 pozos
Longitud de perforación	5 m
Largo total cable necesario	40 m
Cantidad de lechada necesaria	2,51 m ³

5 Estimación de Costos bench & fill

Como principal resultado del trabajo efectuado se genera un modelo computacional que permite estimar los costos directos del método en estudio, el cual recibe como input los principales parámetros de diseño resultando ser una herramienta de gran utilidad en distintos escenarios. La estimación de los costos asociados a la producción por medio del método de bench & fill se efectúa separando los trabajos en 3 tipos de labores:

- Labores de desarrollo de galerías
- Labores de excavación de cámaras primarias
- Labores de excavación de cámaras secundarias

A su vez, cada una de estas labores se desglosa en una serie de costos, los cuales se agrupan por de la siguiente forma:

- Costo de perforación
- Costo de tronadura
- Costo de fortificación
- Costo de carguío
- Costo de transporte
- Costo de relleno

Por otro lado, dentro de los costos totales del método se incluyen los costos de servicios y administración, los cuales se desglosan en cada una de las labores de acuerdo al porcentaje de producción que le corresponde.

Es necesario mencionar que para realizar el análisis de costo del método en estudio se utilizó la norma Asarco, la cual permite determinar los tiempos de ciclos y rendimientos efectivos para los distintos equipos en base a los resultados teóricos.

5.1 Costos desarrollo de galerías

Se considera dentro del costo todas las labores realizadas desde los sectores permanentes de la mina (rampa, galerías históricas, etc.) hasta lograr el acceso al cuerpo de interés. Estos costos se determinan para galerías con sección de 7 x 5 m, en las cuales no se cuenta con cara libre. Como resultado final se obtiene un índice de costos de la forma [US\$/m].

5.1.1 Costos de perforación

Las labores de perforación para las galerías de avance cuentan con los siguientes parámetros de diseño:

Tabla 42: Parámetros de diseño de galerías

Diseño	7 x 5 Cerrado
Metros barrenados	230,1 m
N° Tiros	59 pozos
Longitud de Tiro	3,9 m
Avance	3,5 m

Para poder realizar las estimaciones de una manera más eficiente, se decide por subdividir los costos de perforación dentro de tres categorías: costo de operación, costo insumos y mano de obra.

a) *Aceros de perforación*

Se comienza por determinar la vida útil y precio unitario de cada uno de los insumos necesarios para llegar a cabo el proceso de perforación, dichos parámetros se presenta a continuación:

Tabla 43: Vida útil aceros de perforación

Insumos Acero	Vida Útil [m/und]	Precio [US\$/und]
Bit	374	105
Barras	2.282	445
Escareador	2.000	171
Copla	2.599	84
Culatines	2.185	323

Al tomar en cuenta la cantidad de metros que se necesita barrenar por cada metro de avance lineal, se obtienen los siguientes costos asociados a insumos de perforación:

Tabla 44: Costo aceros de perforación

Insumos Acero	Cant. Necesaria [und]	Costo Total [US\$]
Bit	0,62	64,60
Barras	0,10	44,87
Escareador	0,12	19,67
Copla	0,09	7,44
Culatines	0,11	34,01
Total		170,6

b) *Costo Operacional*

El costo operacional de perforación se determina por medio del índice de costo relacionado con las maquinarias a utilizar durante las labores y del tiempo necesario para realizar el trabajo especificado. Es así como se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 45: Costo operacional perforación - Rocket Boomer 282

Costo metro barrenado	2,17 US\$/mb
Costo horario	150,35 US\$/hr
Tiempo operativo	3,32 Hrs/ciclo
Costo de ciclo	499,32 US\$/ciclo

c) *Costo mano de obra*

El costo de mano de obra se determina por medio de la cantidad de operadores que se requieren para operar los equipos, sus respectivos mecánicos y cualquier otro obrero que realice labores relacionadas con la operación, es así como se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 46: Costo mano de obra perforación

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo Horario [US\$/hr]	Tiempo total [hrs/ciclo]	Total [US\$]
Operadores	4	3.500	30,50	3,32	101,29
Mecánicos	2	3.500	15,25	0,28	4,23

d) *Costo total*

El costo total de perforación se obtiene sumando los tres valores anteriormente mencionados obteniendo el siguiente resultado:

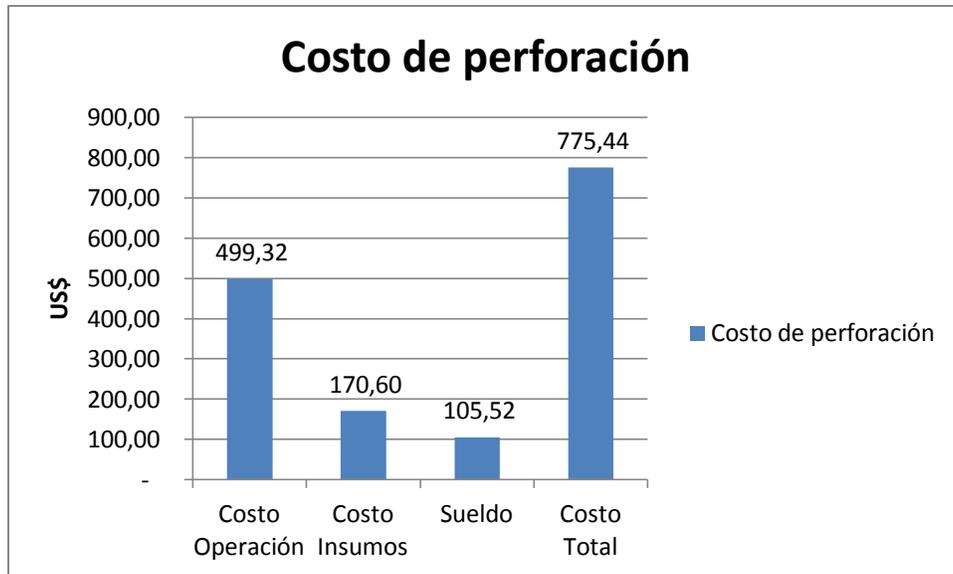


Gráfico 1: Costo perforación construcción de galería

5.1.2 Costo Tronadura

Los principales factores que influyen el costo de tronadura asociado a las labores de producción son:

- Costo de Insumos
- Costo de Operación de Maquinarias
- Mano de Obra

A continuación se hace un detalle de los elementos anteriormente mencionados.

a) *Costo por Insumos*

El costo de insumo se ve reflejado en los explosivos utilizados para cargar los pozos del diagrama de tronadura, para determinar este costo se cuenta con los siguientes datos:

Tabla 47: Costos unitarios insumos de tronadura

Insumos Explosivos	Precio
ANFO	0,98 US\$/kg
Tronex	0,86 US\$/und
Softron	1,09 US\$/und
Cordón Detonante	1,7 US\$/m
Guía Compuesta	0,26 US\$/und
Noneles	2,38 US\$/und
APD 250	3,16 US\$/und

Es así como se obtiene el siguiente resultado como costo asociado a los insumos utilizados al tomar en cuenta el consumo necesario:

Tabla 48: Costo total insumos tronadura

Insumos Explosivos	Consumo	Costo
ANFO	194 kg	190,12 US\$
Tronex	57 und	49,02 US\$
Softron	96 und	104,64 US\$
Cordón Detonante	50 m	85 US\$
Guía Compuesta	1 und	0,26 US\$
Noneles	57 und	135,66 US\$
APD 250	57 und	180,12
Total		744,82 US\$

b) Costo Operación Equipos

Por otra parte, para el cálculo de gastos por utilización de los equipos se considera el uso de la camioneta para el transporte de explosivos, y el uso de la maquina cargadora de ANFO. Ambos costos se detallan a continuación:

Tabla 49: Costo operacional cargador neumático de ANFO

Costo Horario	191,47 US\$/hr
Tiempo de Ciclo	2,18 hrs/ciclo
Costo de Ciclo	417,69 US\$/ciclo

Tabla 50: Costo operacional Nissan Terrano - Transporte explosivos

Costo Horario	24,93 US\$/hr
Tiempo de Ciclo	1,77 hrs/ciclo
Costo de Ciclo	44,11 US\$/ciclo

c) *Mano de Obra*

El costo de mano de obra se determina por medio de la cantidad de operadores que se requieren para operar los equipos, sus respectivos mecánicos y cualquier otro obrero que realice labores relacionadas con la operación, es así como se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 51: Costo mano de obra tronadura

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores Carg. ANFO	8	3.500	61.00	2,18	133,08
Mecánicos Carg. ANFO	1	3.500	7.63	0,16	1,21
Operadores Trans. Explosivo	8	3.500	61.00	1,77	107,95
Mecánicos Trans. Explosivo	1	3.500	7.63	0,16	1,21
Total					243,45

d) *Costo Total*

Finalmente, considerando los tres puntos anteriormente mencionados, se obtiene el siguiente costo total para la operación de tronadura:

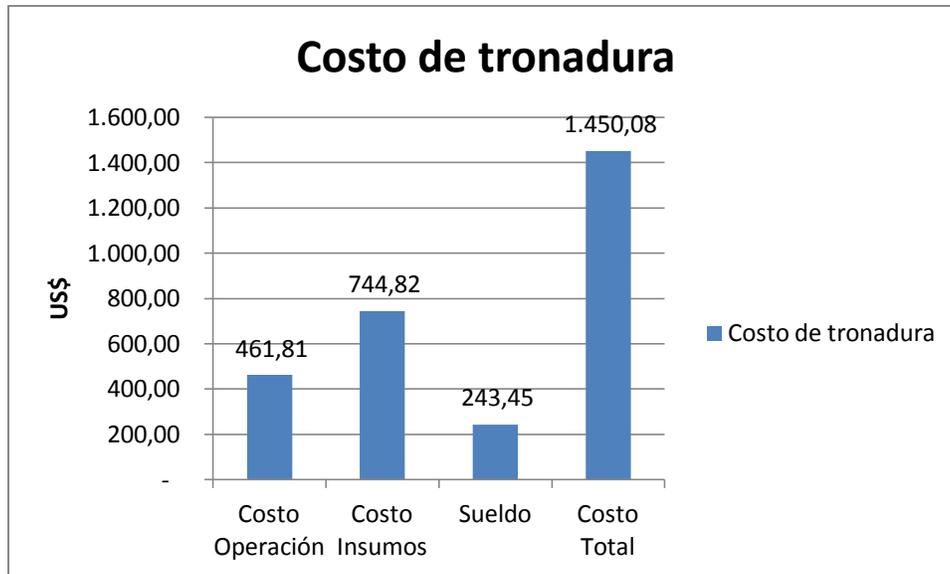


Gráfico 2: Costo de tronadura construcción de galería

5.1.3 Costo de Fortificación

El costo de fortificación durante las labores de preparación incluye la acuñadura mecanizada y la instalación de los distintos elementos de fortificación necesarios para la estabilidad de los trabajos. Dichos elementos incluyen pernos de anclaje, mallas metálicas y shotcrete con y sin fibra. Es así como los costos se subdividen en los insumos a utilizar, el costo de operación de los equipos necesarios y los sueldos de los trabajadores asociados.

a) *Insumos de Fortificación*

Los insumos a utilizar se calculan por medio de los índices de utilización obtenidos de los trabajos realizados a lo largo del periodo 2013-2014. Es así como se tiene el siguiente costo asociado a la fortificación de galerías de preparación:

Tabla 52: Costo total insumos fortificación

Insumos	Índice Consumo	Precio Unitario	Costo
Shotcrete	0,19 m ³ /m	561 US\$/m ³	106,59 US\$/m
Shotcrete con Fibra	0,62 m ³ /m	648 US\$/m ³	401,76 US\$/m
Malla	0,45 und/m	12,5 US\$/und	5,62 US\$/m
Pernos	2,48 und/m	9,5 US\$/und	23,56 US\$/m
Total			537,53 US\$/m

b) *Costo de Operación*

Los costos de operación se definen para dos de los equipos utilizados, el encargado de la acuñadura mecanizada, y el que implemente los pernos en las galerías de trabajo. Se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 53: Costo de operación brokk

Brokk		
Costo Horario	US\$/hr	200,76
Tiempo de Ciclo	Hrs/ciclo	1,45
Costo de Ciclo	US\$/ciclo	291,1

Tabla 54: Costo de operación Jumbo Boltec

Boltec		
Costo Horario	US\$/hr	173,43
Tiempo de Ciclo	Hrs/ciclo	1,25
Costo de Ciclo	US\$/ciclo	216,24

Tabla 55: Costo de operación shotcretera

Shotcretera		
Costo Horario	US\$/hr	124,4
Tiempo de Ciclo	Hrs/ciclo	2,09
Costo de Ciclo	US\$/ciclo	260,25

c) *Mano de Obra*

El costo de mano de obra se determina por medio de la cantidad de operadores que se requieren para operar los equipos, sus respectivos mecánicos y cualquier otro obrero que realice labores relacionadas con la operación, es así como se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 56: Costo mano de obra fortificación

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores Brook	4	3500	30.50	1,45	44,23
Mecánicos Brook	2	3500	15.25	0,16	2,47
Operadores Boltec	4	3500	30.50	1,25	38,03
Mecánicos Boltec	2	3500	15.25	0,16	2,40
Operadores Shotcrete	8	3500	61.00	2,09	127,62
Mecánicos Shotcrete	2	3500	15.25	0,1	1,51
Total					216,25

d) *Costo Total*

Finalmente, al unir ambos costos dentro de uno mismo se llega al siguiente valor:

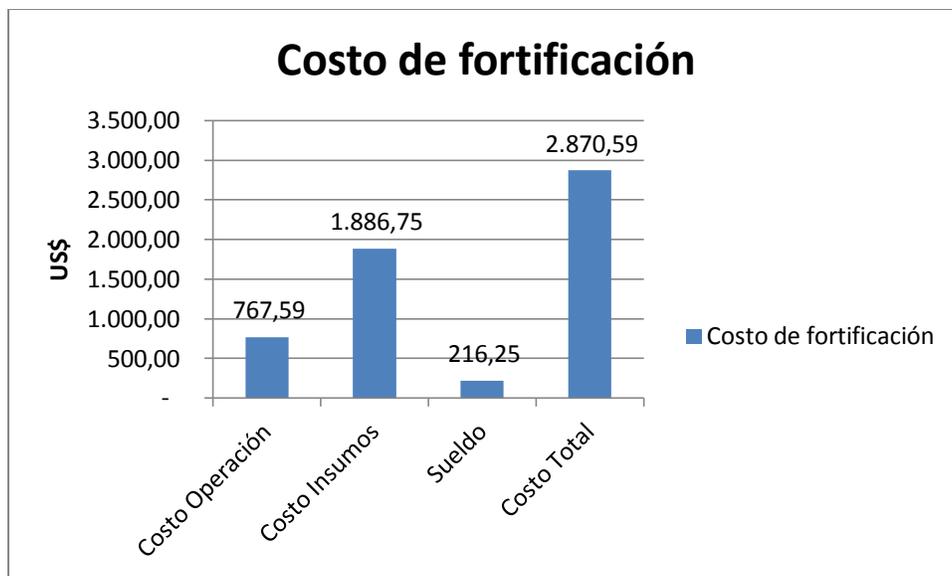


Gráfico 3: Costo de fortificación construcción de galería

5.1.4 Costo de Carguío y Transporte

El costo de carguío y transporte para la mina subterránea cuenta con tres grandes elementos dentro de su organización:

- Carguío desde frente de trabajo a interior mina se realiza por medio de LH410 por parte de minera Michilla.
- Carguío y transporte desde el acopio interior mina hasta el acopio perteneciente a planta o botadero de estéril se maneja por medio de un contrato con la empresa Astudillo S.A.
- Carguío y transporte desde acopio exterior hasta planta es realizado por la empresa Astudillo S.A por medio de un segundo contrato.

a) *Carguío interior mina*

El carguío interior mina contempla el uso de un Sandvik LH410, el cual traslada el material desde la frente de trabajo hasta el acopio interior mina. Con objeto de determinar los costos operacionales de la operación de carguío se realiza un cálculo del tiempo de ciclo del equipo, el cual sumado con las especificaciones técnicas del mismo proporciona los siguientes resultados:

Tabla 57: Costo operación LH410

LH410		
Costo Horario	US\$/hr	75,30
Rendimiento	m ³ /hr	56,68
Tiempo total	hr	2,16
Costo total	US\$	162,63

Al costo operacional, es necesario sumarle el costo por mano de obra asociado a las labores realizadas. Dicho costo se detalla a continuación:

Tabla 58: Costo Mano de Obra Carguío

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30.50	2,16	66,11
Mecánicos	2	3500	15.25	0,55	8,32
Total					74,44

Es así como se obtiene el siguiente costo total para el carguío del material interior mina:

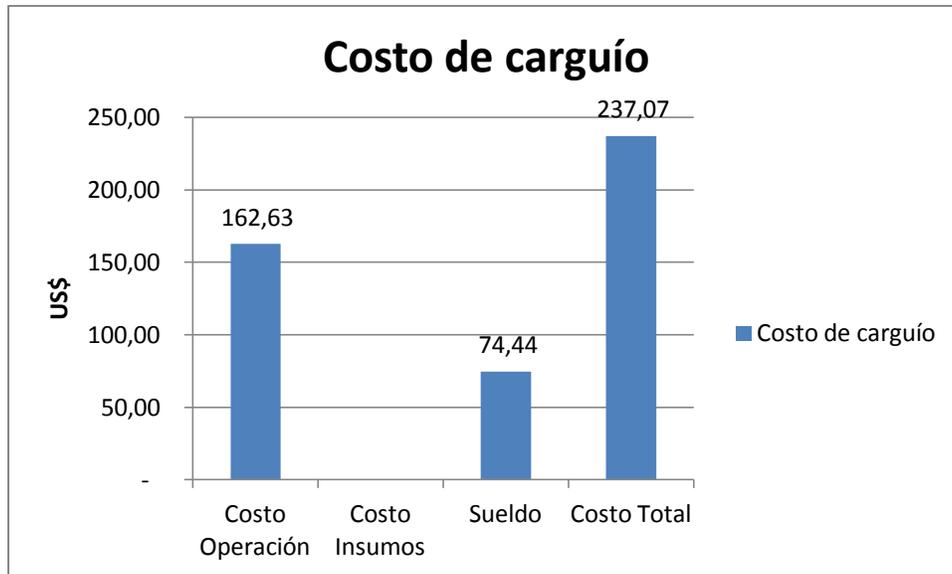


Gráfico 4: Costo de carguío construcción de galería

b) *Transporte*

El costo de transporte para el material se clasifica de acuerdo al tipo de material a transportar y su destino final, es así como se obtienen los siguientes costos de contrato de transporte:

Tabla 59: Costo Contratos Transporte

Material	Destino	Costo [US\$/ton]
Mineral	Planta de Procesamiento	6,72
Estéril	Acopios Interior Mina	6,04

De acuerdo a la cantidad de material a mover en cada uno de los ciclos de trabajo, se obtienen los siguientes costos totales de transporte:

Tabla 60: Costo Total Transporte Mineral

Costo Total	
Toneladas [ton]	330,47
Costo Total [US\$]	2220,73
Costo Total [US\$/m]	632,69

Tabla 61: Costo Total Estéril

Costo Total	
Toneladas [ton]	330,47
Costo Total [US\$]	1996,02
Costo Total [US\$/m]	568,67

5.1.5 Costo Total Construcción de túneles

Tomando en cuenta los resultados anteriormente mostrados, se obtiene el siguiente costo de construcción para túneles:

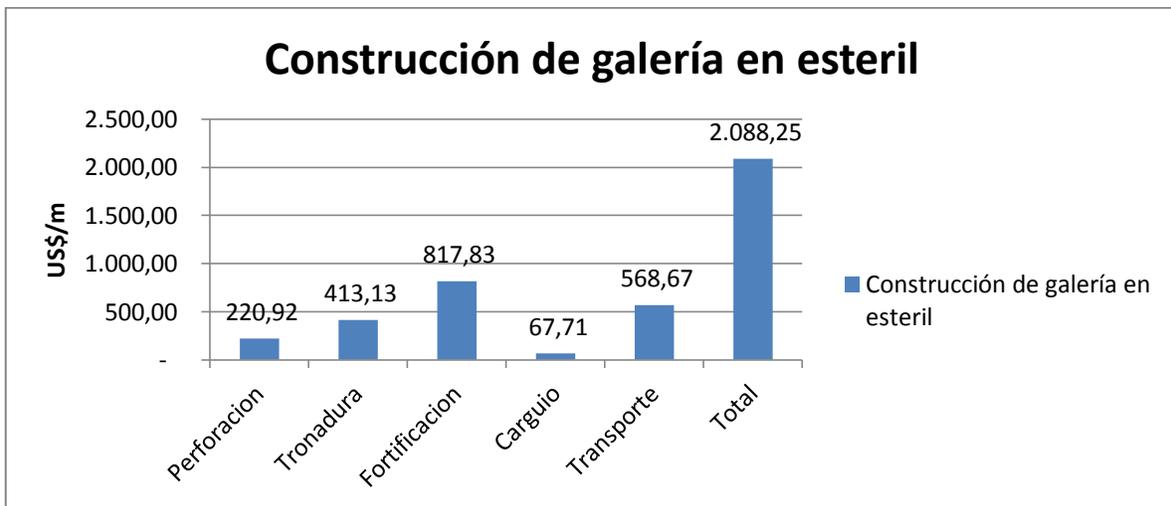


Gráfico 5: Costo de total construcción de galería en estéril

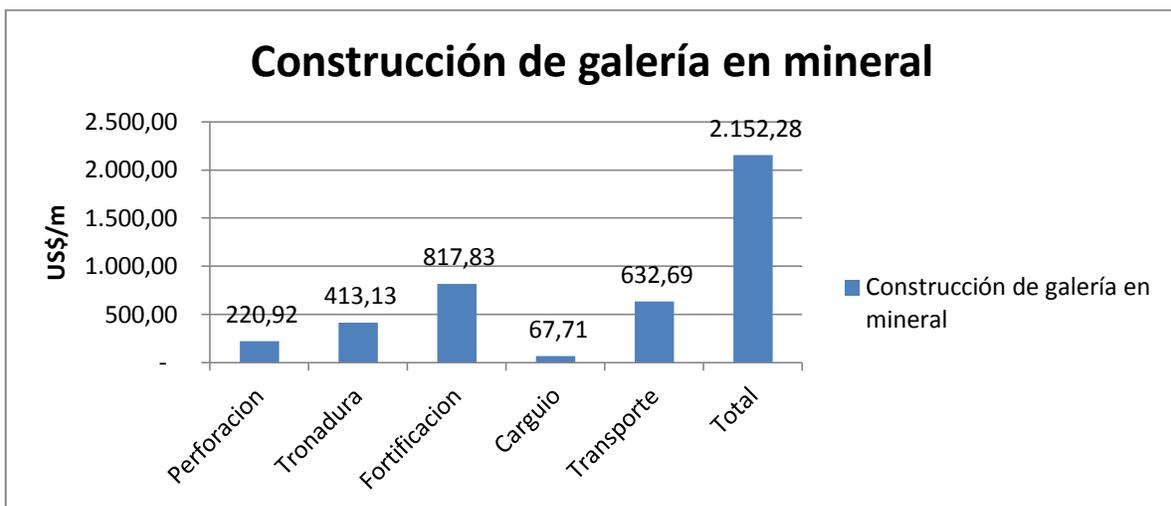


Gráfico 6: Costo de total construcción de galería en mineral

5.2 Cámara Primaria

Con efecto de facilitar la estimación de costos para los distintos bloques y tamaño de cámaras existentes en el diseño a desarrollar, se procede a estimar los costos por parada perteneciente a la cámara en estudio. Esto permite obtener los costos asociados a la producción en cualquier caso existente dentro de la mina.

5.2.1 Costo de Perforación

Los costos de perforación se calculan de acuerdo a los diagramas de perforación mostrados en el capítulo anterior, a continuación se mencionan los parámetros más relevantes de dicho diseño:

Tabla 62: Parámetros Diseño Perforación

Diseño	Valor
Burden	3 m
Espaciamiento	2,5 m
Numero de tiros	6
Metros Barrenados por Parada	90 m
Volumen por Parada	315 m ³
Toneladas por Parada	847,35 ton

Se comienza por determinar los índices de desgaste de los insumos utilizados por el equipo de perforación, con los cuales se obtiene el costo asociado a estos por tonelada producida

a) *Índice desgaste insumos*

Tabla 63: Índice de desgaste aceros perforación

Insumos Acero	Vida Útil (m/und)	Precio (US\$/und)
Bit	374	105
Barras	2.282	445
Escareador	2.000	171
Copla	2.599	84
Culatines	2.185	323
Martillo	10.000	4.500

Al tomar en cuenta los metros a barrenar necesarios para la explotación de la totalidad de la cámara se obtienen los siguientes resultados.

Tabla 64: Costos aceros perforación

	Cantidad Requerida	Total US\$
Bit	0,24	25,27
Barras	0,04	17,55
Escareador	0,05	7,70
Copla	0,03	2,91
Culatines	0,04	13,30
Martillo	0,01	40,50
Total		107,23

b) *Costo Operacional Maquinarias*

Dentro de los costos de perforación se debe incluir el costo operacional que significa emplear las maquinarias necesarias para el proceso. En el caso de las cámaras primarias tan solo se hace uso de una máquina perforadora DTH, obteniendo los siguientes costos operacionales:

Tabla 65: Costo operativo AirRock D65

AirRock D65		
Costo Operacional	US\$/mb	3,80
Metros barrenados	m	90
Hrs Efectivas Ciclo	hrs/ciclo	11,66
Costo	US\$/ciclo	341,91

c) *Costo Mano de Obra*

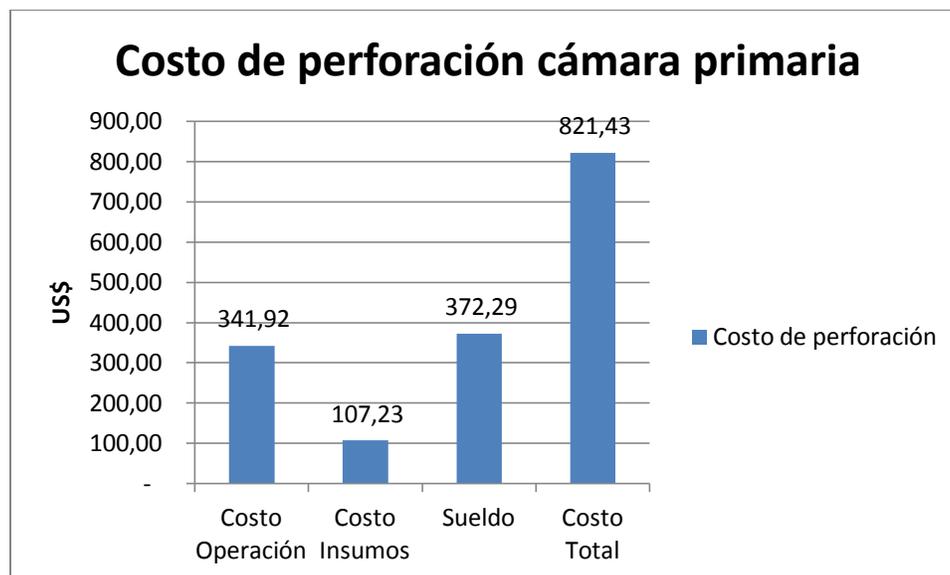
El costo de mano de obra asociado a la perforación se basa en los operadores del equipo DTH y los mecánicos necesarios para mantener la misma en un buen estado, es así como se obtienen los siguientes costos:

Tabla 66: Costo mano de obra perforación cámara primaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30,50	11,66	355,79
Mecánicos	1	3500	7,63	2,16	16,49
					372,29

d) *Costo Total de Perforación*

Tabla 67: Costo perforación cámara primaria



5.2.2 Costo Tronadura

Los costos de tronadura asociados la producción de cámaras primarias consideran los insumos utilizados durante el procedimiento, la mano de obra necesaria para efectuar la labor y el costo operacional de los equipos vinculados con el proceso.

a) *Costo por Insumos*

Tabla 68: Costo explosivos cámara primaria

Consumo	Precio [US\$]	Cantidad	Costo [US\$]
ANFO [kg]	0,98	130,35	127,74
Tronex [und]	0,86	130,67	112,37
Cordón Detonante [mts]	1,7	70	119
Guía Compuesta [und]	0,26	1	0,26
Noneles [und]	2,38	6	14,28
APD 250	3,16	6	18,96
Total			392,62

b) *Costo Operación Equipos*

El carguío de los explosivos se realiza de forma manual, sin hacer uso de ninguna maquinaria, luego el costo operacional se constituye tan solo por la utilización de la camioneta encarga de transportar los explosivos desde la bodega hasta el área de trabajo, obteniendo así los siguientes resultados:

Tabla 69: Costo operativo Nissan Terrano

Camioneta Cargadora Explosivos		
Costo	US\$/hr	24,93
Hrs Efectivas Ciclo	Hrs/ciclo	1,77
Costo	US\$/ciclo	44,11

c) *Costo Mano de Obra*

El costo de mano de obra para la labor de tronadura viene dado por los operadores de la camioneta cargadora de explosivos, y los cargadores de tiro encargados de introducir los explosivos de los pozos anteriormente perforados. Se obtienen así los siguientes resultados:

Tabla 70: Costo mano de obra tronadura cámara primaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30,50	1,77	53,91
Mecánicos	8	3500	7,63	0,16	1,21
Cargadores de tiro	8	3500	61	2	122

d) *Costo Total de Tronadura*

Luego, considerando los costos de Operación, Insumos y Mano de Obra para la tronadura, se obtienen los siguientes resultados

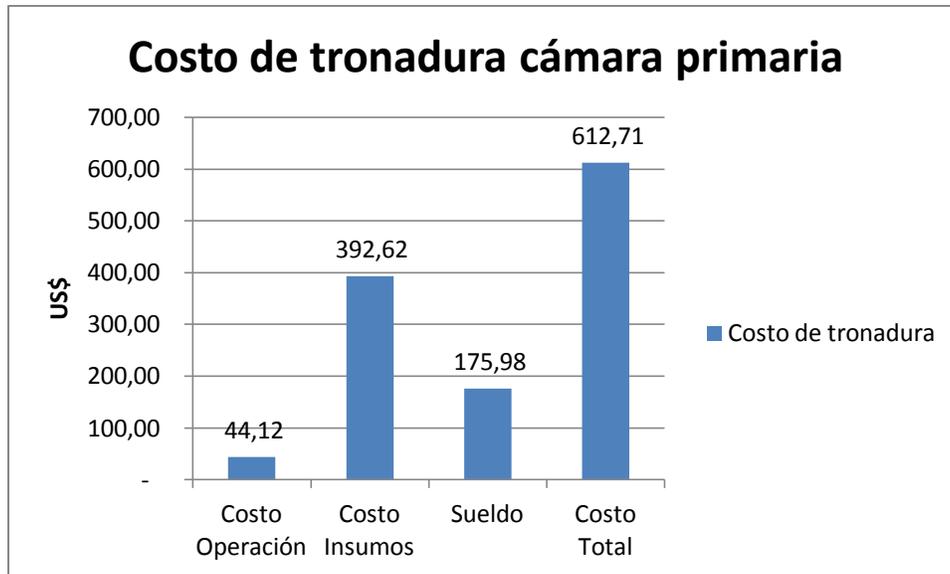


Gráfico 7: Costo total de tronadura cámara primaria

5.2.3 Costo de Relleno

El costo de relleno para las cámaras primarias se basa tan solo en el costo asociado a transportar el estéril desde los acopios interior mina hasta el área de trabajo, el cual está dado por un contrato con la empresa Astudillo S.A. A continuación se presentan los aspectos relevantes del contrato para el transporte de estéril en el interior mina:

Tabla 71: Costo transporte de relleno

Material	Destino	Costo [US\$/ton]	Costo Total [US\$]
Estéril	Cámara Primaria	6,04	5.117,99

5.2.4 Costo de Carguío

El costo de carguío se basa en el gasto operacional para acarrear el mineral desde el punto de carguío hasta el depósito de este en el acopio interior mina. Es así como se considera el gasto de la maquinaria (LH410) y costo asociado a la mano de obra necesaria.

a) *Costo Operacional*

Tabla 72: Costo operación LH410

LH410		
Costo Horario	US\$/hr	75,30
Rendimiento	m ³ /hr	63,76
Tiempo total	hr	4,94
Costo total	US\$	372

b) *Costo Mano de Obra*

El costo de mano de obra involucra a los operadores del equipo LH410, y a los mecánicos encargados de mantener el equipo en buen estado. Se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 73: Costo mano de obra carguío carama primaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30,50	4,94	150,68
Mecánicos	1	3500	7,63	1,24	9,49

c) *Costo total*

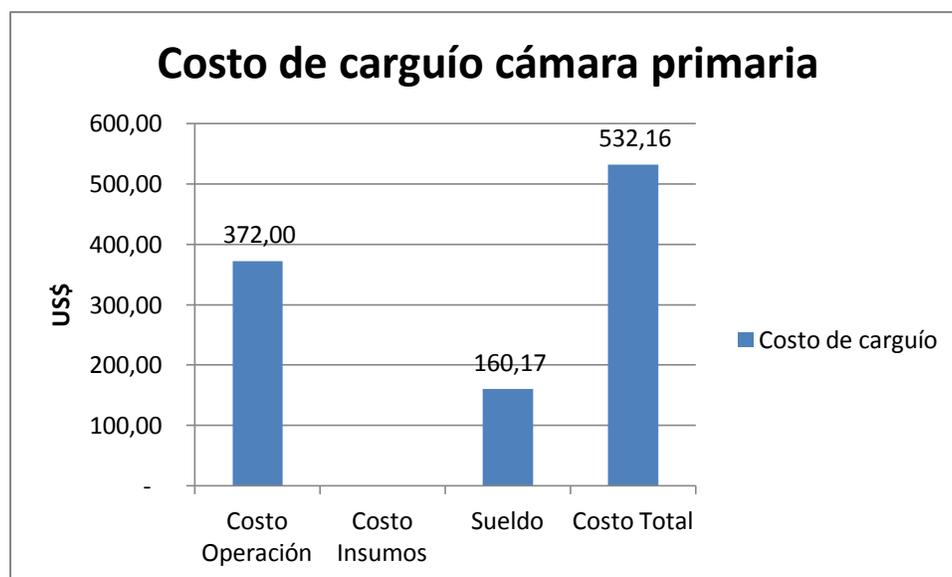


Gráfico 8: Costo total de carguío cámara primaria

5.2.5 Costo de Transporte

El transporte del mineral desde el punto de el acopio de mineral interior mina hasta la superficie se hace por medio de camiones CAT AD55. Es así como el costo asociado al transporte del mineral corresponde al del contrato con la empresa Astudillo S.A.

Tabla 74: Costo de transporte mineral cámara primaria

Material	Destino	Costo [US\$/ton]	Costo Total [US\$]
Mineral	Planta de Procesamiento	6,72	5.694,19

5.2.6 Costo Total Construcción de Cámaras Primarias

Tomando en cuenta los resultados anteriormente mostrados, se obtiene el siguiente costo de construcción para las cámaras primarias:

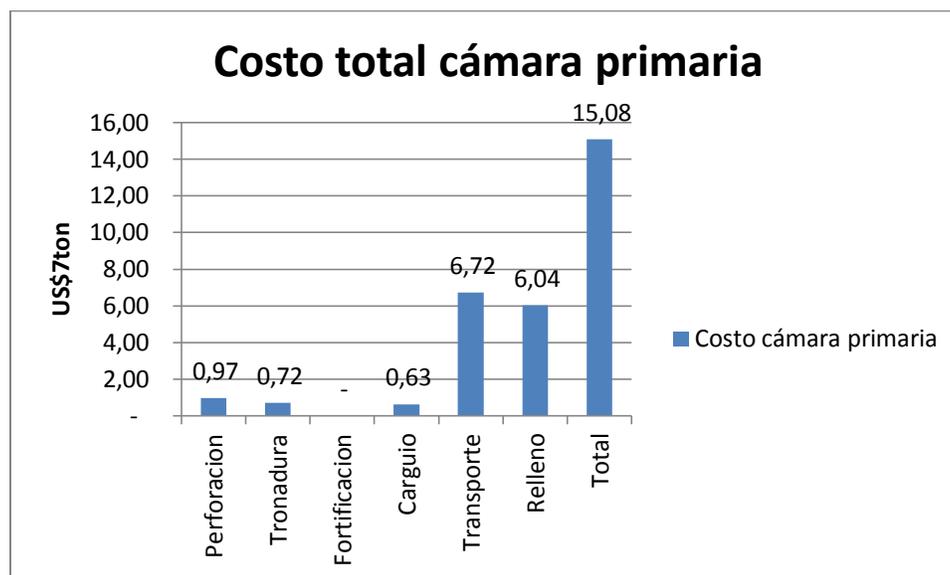


Gráfico 9: Costo total construcción cámara primaria

5.3 Cámara Secundaria

De la misma forma que la estimación de costos para las cámaras primarias, el cálculo relacionado a la producción de cámaras secundarias se basa en la estimación por parada perteneciente a la cámara en estudio.

5.3.1 Costo de Perforación

Los costos de perforación se calculan de acuerdo a los diagramas de perforación mostrados en el capítulo anterior, a continuación se mencionan los parámetros más relevantes de dicho diseño:

Tabla 75: Parámetros Diseño Perforación cámara secundaria

Diseño	Valor
Burden	3 m
Espaciamiento	2,5 m
Tiros por parada	8
Metros por parada	91 m
Volumen por parada	338,6 m ³
Toneladas por parada	911 ton

Se comienza por determinar los índices de desgaste de los insumos utilizados por el equipo de perforación, con los cuales se obtiene el costo asociado a estos por tonelada producida

a) *Índice desgaste insumos*

Tabla 76: Índice desgaste aceros perforación

Insumos Acero	Vida Útil (m/und)	Precio (US\$/und)
Bit	374	105
Barras	2.282	445
Escareador	2.000	171
Copla	2.599	84
Culatines	2.185	323
Martillo	10.000	4.500

Al tomar en cuenta los metros a barrenar necesarios para la explotación de la totalidad de la cámara se obtienen los siguientes resultados.

Tabla 77: Costo aceros de perforación cámara secundaria

	Cantidad requerida	Total US\$
Bit	0,24	25,55
Barras	0,04	17,75
Escareador	0,05	7,78
Copla	0,04	2,94
Culatines	0,04	13,45
Martillo	0,01	40,95
Total		108,42

b) *Costo Operacional Maquinarias*

Dentro de los costos de perforación se debe incluir el costo operacional que significa emplear las maquinarias necesarias para el proceso. En el caso de las cámaras primarias tan solo se hace uso de una máquina perforadora DTH, obteniendo los siguientes costos operacionales:

Tabla 78: Costo operativo AirRock D65

AirRock D65		
Costo Operacional	US\$/mb	3,8
Metros barrenados	m	91
Hrs Efectivas Ciclo	Hrs/ciclo	12,37
Costo	US\$/ciclo	345,72

c) *Costo Mano de Obra*

El costo de mano de obra asociado a la perforación se basa en los operadores del equipo DTH y los mecánicos necesarios para mantener la misma en un buen estado, es así como se obtienen los siguientes costos:

Tabla 79: Costo mano de obra perforación cámara secundaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30,50	12,37	377,18
Mecánicos	1	3500	7,63	2,29	17,48
					394,66

d) *Costo Total de Perforación*

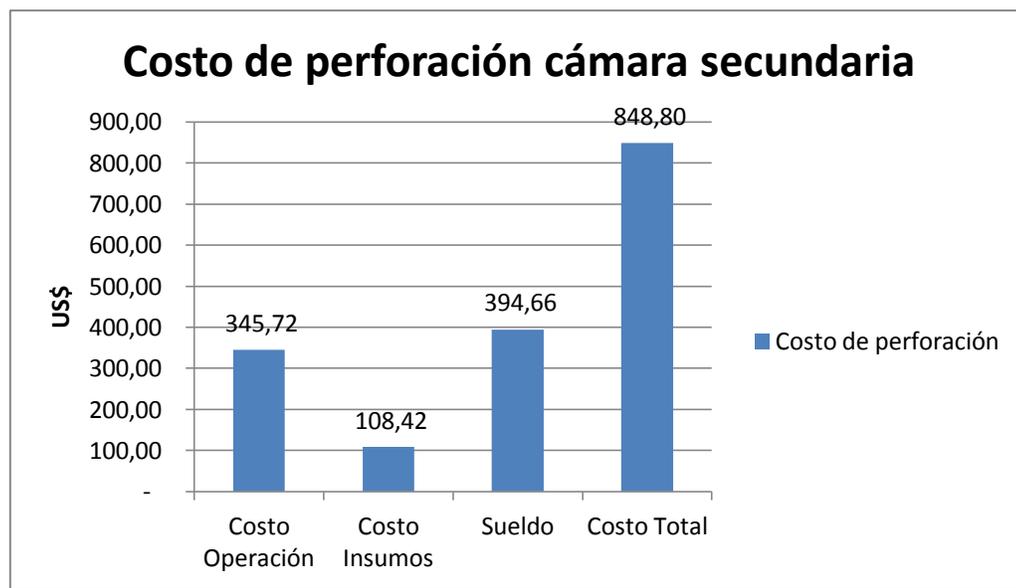


Gráfico 10: Costo de perforación cámara secundaria

5.3.2 Costo Tronadura

Los costos de tronadura asociados la producción de cámaras primarias consideran los insumos utilizados durante el procedimiento, la mano de obra necesaria para efectuar la labor y el costo operacional de los equipos vinculados con el proceso.

a) *Costo por Insumos*

Tabla 80: Costo explosivos cámara secundaria

Consumo	Precio [US\$]	Cantidad	Costo [US\$]
ANFO	0,98	130,35 kg	127,74
Tronex	0,86	128,33 und	110,37
Cordón Detonante	1,7	70 m	34
Guía Compuesta	0,26	1 und	0,26
Noneles	2,38	8 und	19,04
APD 250	3,16	8 und	25,28
Total			401,69

b) *Costo Operación Equipos*

El carguío de los explosivos se realiza de forma manual, sin hacer uso de ninguna maquinaria, luego el costo operacional se constituye tan solo por la utilización de la camioneta encarga de transportar los explosivos desde la bodega hasta el área de trabajo, obteniendo así los siguientes resultados:

Tabla 81: Costo operativo Nissan Terrano

Camioneta Cargadora Explosivos		
Costo	US\$/hr	24,93
Hrs Efectivas Ciclo	Hrs/ciclo	1,77
Costo	US\$/ciclo	44,11

c) *Costo Mano de Obra*

El costo de mano de obra para la labor de tronadura viene dado por los operadores de la camioneta cargadora de explosivos, y los cargadores de tiro encargados de introducir los explosivos de los pozos anteriormente perforados. Se obtienen así los siguientes resultados:

Tabla 82: Costo mano de obra tronadura cámara secundaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3500	30,50	1,77	53,91
Otros	8	3500	61,00	2	122
Mecanicos	1	3500	7,63	0,16	1,21

d) *Costo Total de Tronadura*

Luego, considerando los costos de Operación, Insumos y Mano de Obra para la tronadura, se obtienen los siguientes resultados

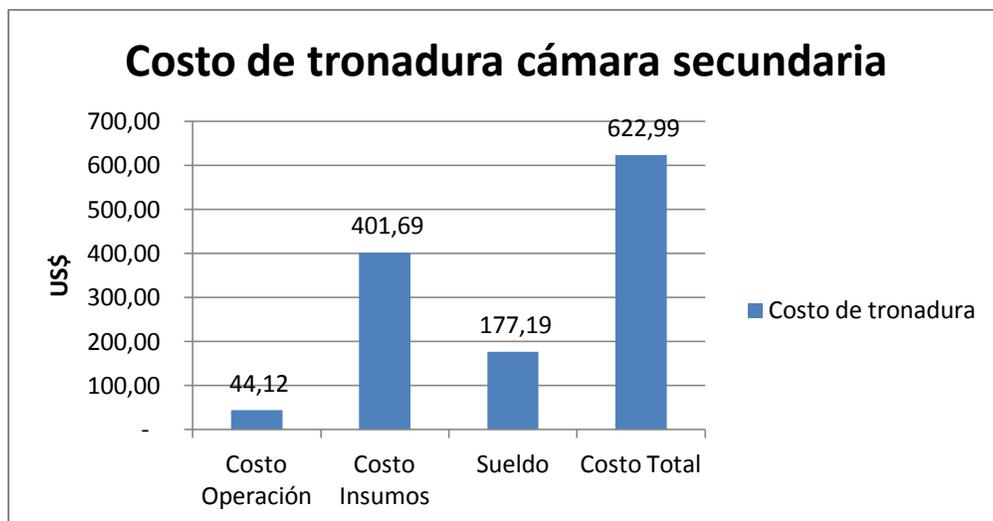


Gráfico 11: Costo total tronadura cámara secundaria

5.3.3 Costo de Fortificación

Los costos de fortificación de las cámaras secundarias incluyen la instalación de cables y su respectiva lechada. Es así como se desglosa dicho costo de la siguiente forma:

a) *Costo por Insumos*

Tabla 83: Costo insumos de fortificación cámara secundaria

Insumos	Consumo [und/parada]	Precio Unitario [und]	Costo Total [US\$]
Cables [und]	80	5,53	442,40
Lechada [m ³]	5,02	89,73	450,46
Total			892,86

b) *Costo de Operación*

Durante la instalación de los cables, es necesario realizar la perforación de los pozos en donde se introducen dichos cables, dicha perforación se efectúa por medio de un equipo Simba, obteniendo el siguiente detalle de costos:

Tabla 84: Costo operativo perforadora radial cámara secundaria

Simba		
Costo	US\$/mb	6,46
Metros barrenados	m	80

Hrs Efectivas Ciclo	Hrs/ciclo	4,12
Costo	US\$/ciclo	516,88

c) *Costo de Mano de Obra*

El costo de mano de obra incluye los operadores del equipo de perforación, y los encargadas de introducir el cable con su respectiva lechada a los pozos anteriormente perforados. Se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 85: Costo mano de obra fortificación cámara secundaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3.500	30,50	4,12	125,81
Mecánicos	1	3.500	7,63	0,54	4,10
Otros	8	3.500	61,00	3,15	192,16
					322,06

d) *Costo Total*

Luego, considerando los costos de Operación, Insumos y Mano de Obra para la fortificación, se obtienen los siguientes resultados

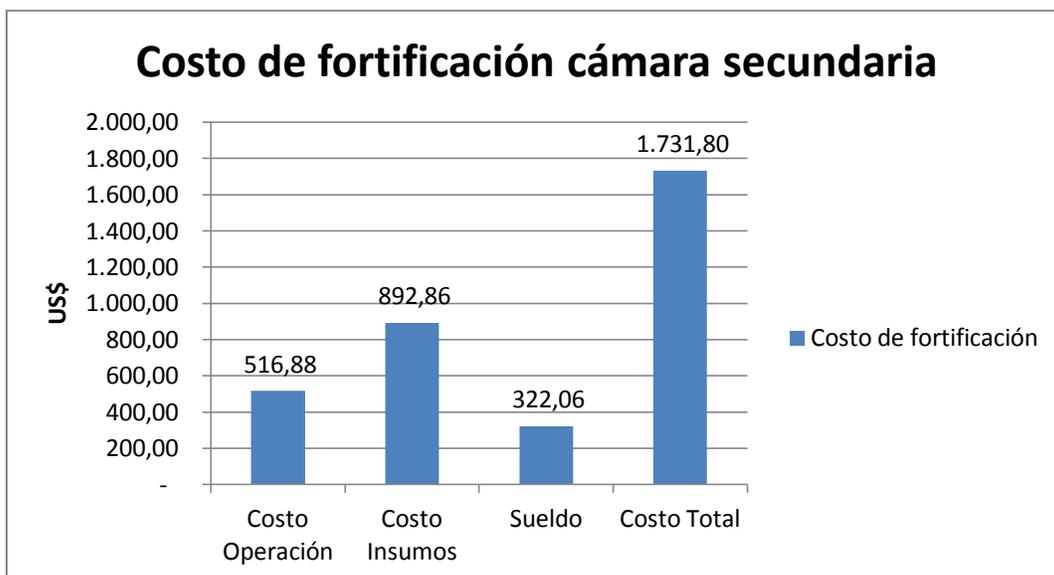


Gráfico 12: Costo total de fortificación cámara secundaria

5.3.4 Costo de Relleno

El costo de relleno para las cámaras primarias se basa tan solo en el costo asociado a transportar el estéril desde los acopios interior mina hasta el área de trabajo, el cual está dado por un contrato con la empresa Astudillo S.A. A continuación se presentan los aspectos relevantes del contrato para el transporte de estéril en el interior mina:

Tabla 86: Costo de relleno cámara secundaria

Material	Destino	Costo [US\$/ton]	Costo Total [US\$]
Estéril	Cámara Secundaria	6,04	5.502,44

5.3.5 Costo de Carguío

El costo de carguío se basa en el gasto operacional para acarrear el mineral desde el punto de carguío hasta el depósito de este en el acopio interior mina. Es así como se considera el gasto de la maquinaria (Scoop) y costo asociado a la mano de obra necesaria.

a) *Costo Operacional*

Tabla 87: Costo operativo LH410

LH410		
Costo Horario	US\$/hr	75,30
Rendimiento	m ³ /hr	63,76
Tiempo total	hr	5,31
Costo total	US\$	399,94

b) *Costo Mano de Obra*

El costo de mano de obra involucra a los operadores del equipo LH410, y a los mecánicos encargados de mantener el equipo en buen estado. Se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 88: Costo mano de obra carguío cámara secundaria

Mano de Obra	Cantidad	Costo Empresa [US\$/mes]	Costo [US\$/hr]	Tiempo total [Hrs/Ciclo]	Costo [US\$]
Operadores	4	3.500	30,50	5,31	162,00
Mecánicos	1	3.500	7,63	1,34	10,20
					172,20

c) *Costo total*

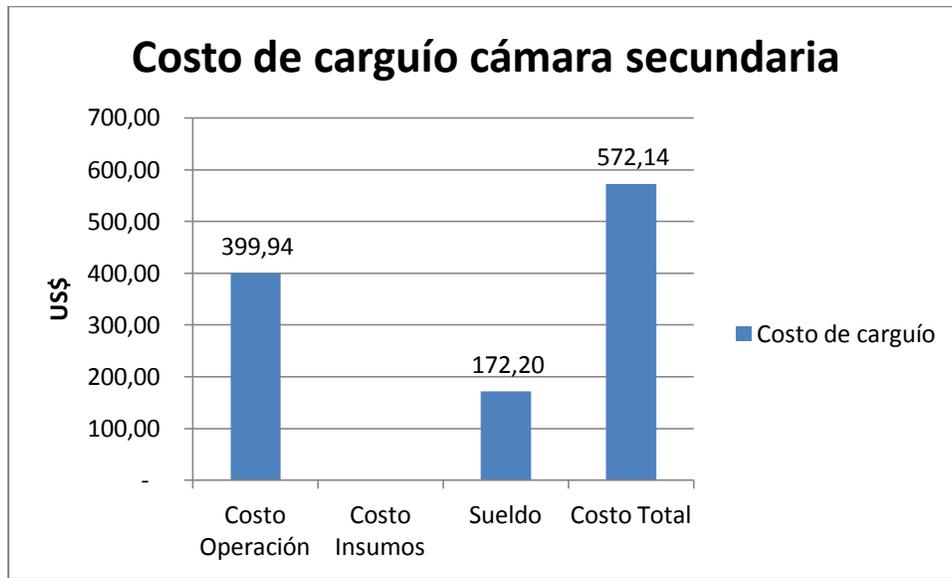


Gráfico 13: Costo total carguío cámara secundaria

5.3.6 Costo de Transporte

El transporte del mineral desde el punto de el acopio de mineral interior mina hasta la superficie se hace por medio de camiones CAT AD55. Es así como el costo asociado al transporte del mineral corresponde al del contrato con la empresa Astudillo S.A.

Tabla 89: Costo de transporte camara secundaria

Material	Destino	Costo [US/ton]	Costo Total [US\$]
Estéril	Planta de Procesamiento	6,72	6.121,9

5.3.7 Costo Total Construcción de Cámaras Secundarias

Tomando en cuenta los resultados anteriormente mostrados, se obtiene el siguiente costo de construcción para las cámaras secundarias:

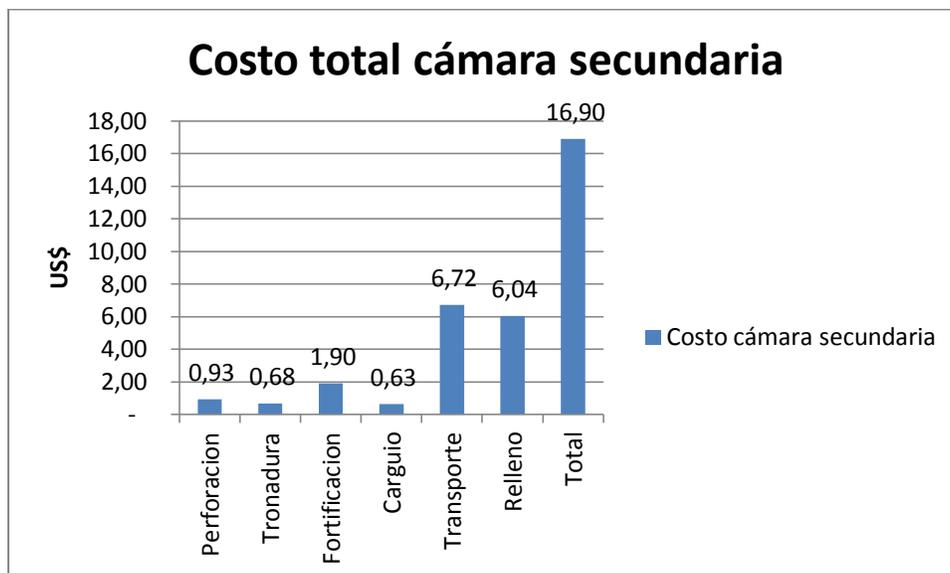


Gráfico 14: Costo total construccion camara secundaria

5.4 Galería de producción

Dentro de los costos de producción se debe incluir la construcción de las galerías superiores de perforación (galerías de producción) de las cámaras. Los costos de construcción de las galerías de producción son los mismos que los costos de avance frontal para galerías de preparación, con la excepción de no necesitar fortificación. Es así como se tienen los siguientes costos

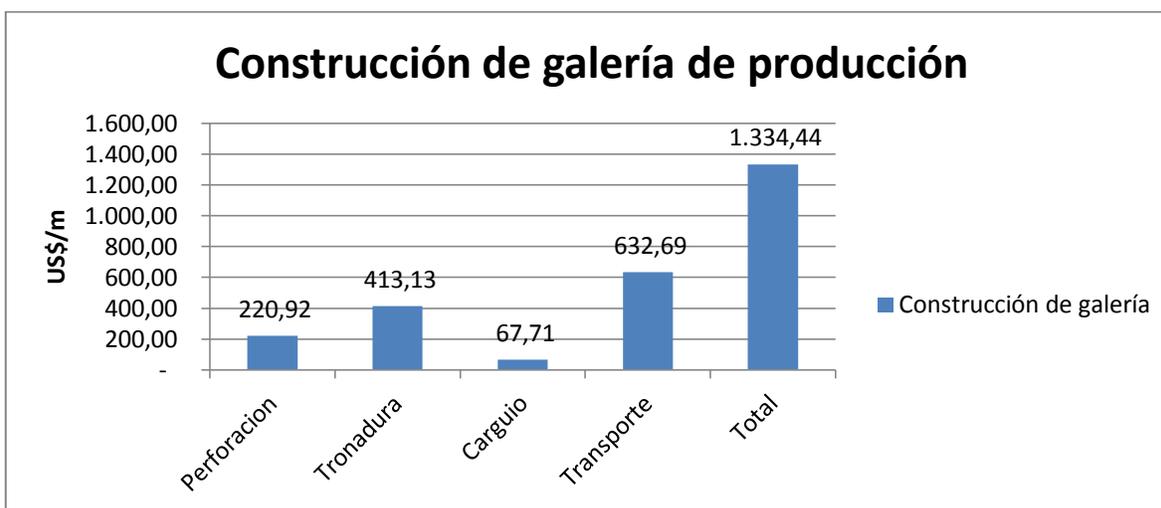


Gráfico 15: Costo total construcción galería producción

5.5 Costos Generales

Además de los costos relacionados de manera directa con la ejecución de las operaciones unitarias, es necesario incluir los costos asociados con la administración y los servicios destinados al correcto funcionamiento de la mina.

Primero se comienza por determinar los costos totales de administración y servicios necesarios para el desarrollo del método Bench & Fill, y luego la asignación de estos costos a las distintas labores de construcción previamente mencionadas se harán de forma proporcional con el movimiento de material que requiere cada una de estas.

5.5.1 Costos Administrativos

Los costos administrativos abarcan de principal manera los sueldos y costos asociados a los trabajadores que influyen de manera directa al funcionamiento de la mina, pero que no realizan las operaciones. Además, se incluyen dentro de los costos administrativos el consumo de combustible y el arriendo de las camionetas utilizadas por los trabajadores.

a) *Población Laboral*

A continuación se presenta un detalle de la cantidad de personas necesarias para el funcionamiento de la mina, como también el costo total que esto significa para la empresa. Es necesario notar que la cantidad de personal necesaria es directamente proporcional a la producción objetivo del método. Para el caso en estudio se estima una producción objetivo de 30.000 toneladas de mineral al mes.

Es así como se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 90: Dotación administrativa bench & fill

Tipo de Trabajador	Cantidad
Jefes de Área	13
Ingenieros	5
Geólogos	7
Otros	5
Jefe de Turno	4
Total	34

Esto significa un costo para la empresa igual a:

Tabla 91: Costo mano de obra administrativo

Costo	Valor
Costo Empresa	134.000 [US\$/mes]

b) *Costo Arriendo de Camionetas*

El arriendo de las camionetas utilizadas en la mina subterránea se realiza por medio de un contrato, el cual incluye el arriendo del vehículo como también todas las mantenencias necesarias para este. La cantidad de vehículos que se requieren arrendar para la aplicación del método Bench & Fill se detalla a continuación:

Tabla 92: Cantidad de camionetas necesarias bench & fill

Área	Cantidad
Superintendencia	1
Geomecánica	1
Muestrero	1
Geología Subterránea	1
Jefe Departamento	1
Jefe Turno	1
Jefe Operaciones	1
Cargadores Tiro	1
Jefe Servicios	1
Cuadrilla Servicios	1
Mantenición	1
Total	11

Luego, el costo asociado al arriendo de vehículos es de:

Tabla 93: Costo total arriendo vehículos

Costo	Valor
Costo Unitario	1.150 [US\$/mes]
Costo total Arriendo	12.650 [US\$/mes]

c) *Costo de Combustible*

El costo de combustible asociado al método de Bench & Fill se basa en las horas necesarias en cada uno de los equipos que realizan labores para producir 30000 de mineral mensuales. Es así como se tienen los siguientes resultados:

Tabla 94: Consumo de combustible

Equipo	Consumo [lts/hr]	Cantidad Equipos	Horas consumo combustible [Hrs/mes]	Combustible [lts]
Boltec	9	1	108	972
Brokk	10	1	108	1.080
Giamec	6.5	1	108	702
Jumbo	9	1	108	972
Manitou	8	1	540	4,320
LHD	19	1	540	10.260
Simba	5	1	108	540
AirRock	5	1	108	540
Camionetas	4	11	3.564	14.256
Total				33.642

Al considerar el costo de combustible estimado por la corporación para el año 2015, se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 95: Costo total de combustible

	Costo	Unidad
Combustible	0,82	US\$/lt
Total	27586	US\$

5.5.2 Costos de Servicio

Los costos de servicio para la mina subterránea se basan principalmente en cuatro grandes categorías:

- Sistema de Drenaje
- Energía Eléctrica
- Sistema de Ventilación
- Sistema de Compresores

Las estimaciones de los costos que muestran a continuación corresponden a los costos asociados a la totalidad de la mina Subterránea, luego al método de Bench & Fill solo se le cargara un 50% de estos.

a) *Sistema de Drenaje*

Tabla 96: Costo sistema de drenaje

Costo	US\$/mes
Materiales y repuestos	1.225
Mantenimiento y reparación	6.850
Costos energía	11.375
Total	19.450

b) *Energía Eléctrica*

Tabla 97: Costo de energía eléctrica

Costo	US\$/mes
Materiales y repuestos	26,699,55
Mantenimiento y reparación	4,970,51
Costos energía	36,658,26
Total	68,328,32

c) *Sistema de Ventilación*

Tabla 98: Costo de sistema de ventilación

Costo	US\$/mes
Materiales y repuestos	1.696,19
Mantenimiento y reparación	3.073,57
Costos energía	142.148,33
Total	146.918,09

d) *Sistema de Compresores*

Tabla 99: Costo de sistema de compresores

Costo	US\$/mes
Materiales y repuestos	4.450,78
Mantenimiento y reparación	1.463,49
Costos energía	15.667,20
Total	21.581,47

e) *Costo total de Servicios*

Finalmente, se obtienen los siguientes costos asociados a los servicios mina

Tabla 100: Costo total servicios bench & fill

Costo	Valor
Total mina subterránea	250.363 US\$/mes
Total bench & fill	125.181 US\$/mes

5.6 Costos Totales

Una vez estimados los costos de construcción para cada una de las labores, como también los costos generales asociados al funcionamiento interno de la mina subterránea se procede a calcular los costos totales del método de explotación. Para esto se toma en cuenta la cantidad de mineral a extraer en el bloque D4, como también la cantidad de metros de avance frontal necesarios para realizar la explotación de dicho bloque. A continuación se presentan las principales consideraciones:

- Túnel de Preparación: todo avance frontal de carácter permanente.
- Túnel Galería: avance frontal ubicado por sobre y debajo las cámaras de producción. No se considera costo de fortificación (incluido en los costos de construcción de cámaras).

Tabla 101: Requerimientos de trabajo bench & fill

Avance Frontal	Metros
Estéril Preparación	1.734
Mineral Preparación	768
Galería Producción	1.794

Tabla 102: Producción objetivo sector D4

Mineral a Extraer	Toneladas
Galería Producción	199.671
Cámara Primaria	157.779
Cámara Secundaria	174.577
Total	532.027

Es así como se obtienen los siguientes resultados al considerar las especificaciones anteriormente planteadas:

Tabla 103: Costo construcción galería en estéril

Construcción galería en estéril

	US\$/m	Total [US\$]
Perforación	220,92	383.078
Tronadura	413,13	716.362
Fortificación	817,83	1.418.121
C&T	636,37	1.103.469
Total	2.088,25	3.621.033

Tabla 104: Costo construcción galería en mineral

Construcción galería en mineral

	US\$/m	Total [US\$]
Perforación	220,92	162.598
Tronadura	413,13	304.061
Fortificación	817,83	601.924
C&T	700,39	515.490
Total	2.152,28	1.584.075

Tabla 105: Costo construcción cámara primaria

Construcción cámara primaria

	US\$/ton	Total [US\$]
Perforación	0,97	152.952
Tronadura	0,72	114.088
C&T	7,35	1.159.365
Relleno	6,04	952.985
Total	15,08	2.379.391

Tabla 106: Costo construcción cámara secundaria

Construcción cámara secundaria

	US\$/ton	Total [US\$]
Perforación	0,93	162.657
Tronadura	0,68	119.385
Fortificación	1,90	331.868
C&T	7,35	1.282.797
Relleno	6,04	1.054.445
Total	16,90	2.951.154

Tabla 107: Costo construcción galería de producción

Construcción galería de producción		
	US\$/m	Total [US\$]
Perforación	220,92	396.334
Tronadura	413,13	741.150
C&T	700,39	1.256.507
Total	1.334,44	2.393.992

Tabla 108: Costo producción Bench & Fill

Costo producción Bench & Fill		
	US\$/ton	Total [US\$]
Perforación	2,36	1.257.621
Tronadura	3,75	1.995.049
Fortificación	4,42	2.351.915
C&T	10,00	5.317.631
Relleno	3,77	2.007.430
Servicios	4,19	2.227.419
Administración	5,81	3.089.949
Total	34,30	18.247.017

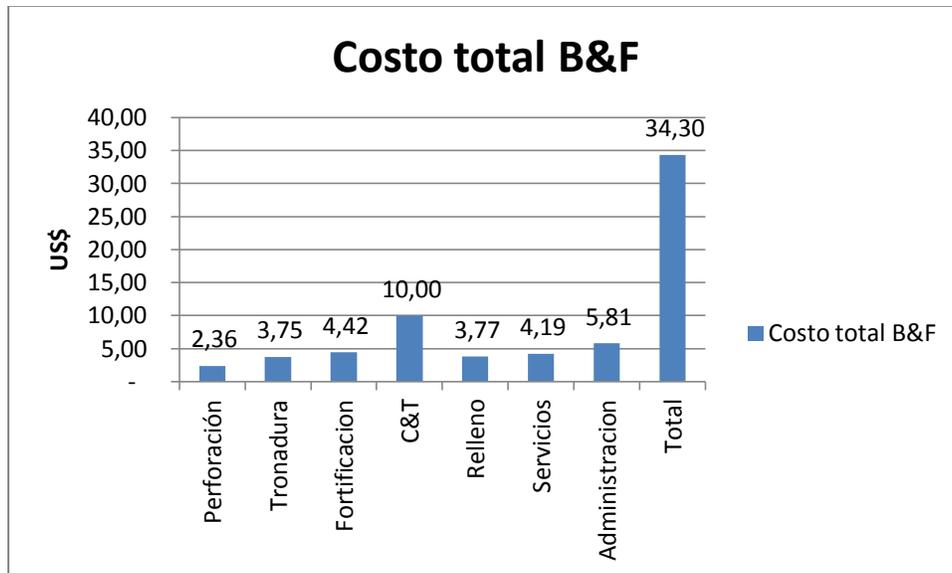


Gráfico 16: Costo total B&F

5.7 Evaluación Económica

Una vez realizada la estimación de costos para el método de Bench & Fill, es necesario efectuar una breve evaluación económica para ver como este se comparará con el actual método aplicado en la mina subterránea, Cut & Fill. Para realizar esta comparación se toman en cuenta las siguientes consideraciones:

- Para el método B&F se hace uso del costo mina estimado en la sección anterior
- El costo mina del método CFPRP es el utilizado para el presupuesto 2015 de Minera Michilla S.A.
- La evaluación considera dos aspectos, costo total del método y beneficios a obtener del producto final.
- Para el método B&F se toman en cuenta las reservas presentadas anteriormente. Por otro lado en el método CFPRP se consideran reservas acorde a las bondades del método.
- Por tratarse de mineral obtenido desde la misma mina, se utiliza el mismo costo mina, costo de venta y porcentaje de pagables.
- Se considera el precio del cobre utilizado para el presupuesto 2015 de Minera Michilla S.A.

5.7.1 Evaluación Método Bench & Fill

Durante el desarrollo de la evaluación se utilizan las siguientes reservas:

Tabla 109: Detalle reservas bench & fill

	Reservas [ton]	Ley Media [%]	Finos [ton]
Bloque 1	264.643	1,66	4.402,01
Bloque 2	166.670	1,48	2.458,54
Bloque 3	100.715	1,32	1.329,71
Total	532.028	1,54	8.190,26

Como parámetros de entrada se utilizan los siguientes valores:

Tabla 110: Parámetros evaluación bench & fill

	Unidad	Valor
Costo Mina	[US\$/ton]	34,30
Costo de Planta	[US\$/ton]	7,2
Precio de Cobre	[US\$/ton]	3,05
Costo de Venta	[US\$/ton]	0,28
Pagables	[%]	95

Es así como se obtienen los siguientes resultados para el proceso de evaluación económica:

Tabla 111: Resultados evaluación bench & fill

	Unidad	Valor
Costo Total	[MUS\$]	22,3
Ingresos de Venta	[[MUS\$]	50,2
Beneficios	[MUS\$]	27,8

5.7.2 Evaluación Método cut & fill post room and pillar

Como se menciona anteriormente, las reservas a utilizar durante la evaluación del método de CFPRP corresponden al considerar la mayor selectividad y versatilidad del método, además de su gran grado de recuperación. Es así como se tienen las siguientes reservas para el método:

Tabla 112: Detalle reservas cut & fill

	Reservas [ton]	Ley Media [%]	Finos [ton]
Bloque 1	276.903	1,70	4.715,76
Bloque 2	187.289	1,53	2.859,10
Bloque 3	117.259	1,33	1.562,37
Total	581.451	1,57	9.137,24

Como parámetros de entrada se utilizan los siguientes valores:

Tabla 113: Parámetros evaluación cut & fill

	Unidad	Valor
Costo Mina	[US\$/ton]	46,5
Costo de Planta	[US\$/ton]	7,2
Precio de Cobre	[US\$/ton]	3,05
Costo de Venta	[US\$/ton]	0,28
Pagables	[%]	95

Es así como se obtienen los siguientes resultados para el proceso de evaluación económica:

Tabla 114: Resultados evaluación cut & fill

	Unidad	Valor
Costo Total	[MUS\$]	31,2
Ingresos de Venta	[[MUS\$]	55,9
Beneficios	[MUS\$]	24,7

Como se puede apreciar a través de los resultados obtenidos, el método Bench & Fill se considera la mejor opción a aplicar en el cuerpo en estudio bajo los parámetros anteriormente establecidos. Donde este resulta presentar menores costos totales de desarrollo, como también mayores beneficios al momento de poner en venta el producto desde la mina.

6 Conclusiones y recomendaciones

Siguiendo la metodología planteada a lo largo del proceso se pudo lograr la confección de un modelo computacional que permite estimar los costos directos del bench & fill, siendo posible modificar los parámetros de entrada (parámetros de diseño) para así lograr obtener los costos del método en distintos escenarios. Esto permite una clara ventaja al momento de decidir que cuerpos explotar en el yacimiento, logrando reducir los trabajos de ingeniería previos.

La estimación económica realizada entrega un costo de mina para el bench & fill de 34,3 US\$/ton, donde los principales costos se deben al carguío y transporte del material obtenido. Al comparar el costo mina del B&F con el costo del CFPRP (46,5 US\$/ton), se puede apreciar que el costo total del primero resulta ser hasta un 25% más bajo que el método de explotación actualmente utilizado.

Los resultados obtenidos eran los esperados al inicio del estudio, no toma más que observar las principales características que rigen a ambos métodos. El B&F se basa en la extracción de cámaras, en donde el mayor dimensionamiento permite una alta productividad y a su vez reducción de los costos (todo esto en desmedro de la selectividad), además es necesario observar las necesidades del CFPRP, en donde se requiere de mayores esfuerzos por medio de trabajos de fortificación para asegurar la estabilidad de las labores.

Pese a que el método B&F resulta ser más económico en la mayoría de las operaciones unitarias, es interesante observar que el costo asociado a la instalación del relleno es de 3,77 US\$/ton, siendo más del 10% del costo mina total (34,3 US\$/ton), lo cual es comparable a la situación que se encuentra el CFPRP. Una opción a estudiar es la factibilidad de cambiar el relleno en seco por un relleno en seco mas cemento o lechada, con la finalidad de reducir la cantidad de cámaras a rellenar.

Dentro de los aspectos mejorables del estudio realizado salta claramente a la vista la necesidad de evaluar el sistema de transporte interior mina. En la actualidad todo transporte de material está a cargo de la empresa Astudillo, donde se cobra un cargo fijo por cada tonelada movida. Sería recomendable que la empresa Michilla S.A. pueda evaluar la internalización del sistema de transporte, así se podría llevar un mayor control de los trabajos como también se podría lograr una posible reducción de costos para algunos casos.

Otra arista que sería interesante analizar es la posible recuperación de las lozas presentes. De acuerdo a estudios previos realizados por la empresa EMT, dependiendo de la loza que se esté trabajando y su ubicación espacial, sería posible alcanzar una recuperación de hasta el 90% del material presente en esta. Al efectuar estos trabajos podría ser posible prolongar la vida útil de la mina en al menos un trimestre.

7 Bibliografía

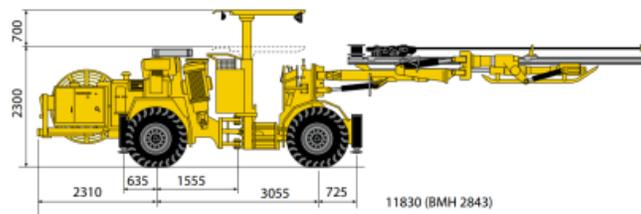
- [1] *Manual de Tronadura de Enaex S.A.* Gerencia Técnica, Enaex, p. 210 – 266.
- [2] Darling P., 2011. *SME Mining Engineering Handbook*. Society for Mining, Metallurgy and Exploration, Inc, p.1355- 1385.
- [3] *Manual de Perforación y Voladura de Rocas*, Instituto Tecnológico GeoMinero de España, p. 307-324.
- [4] William A. Hustrulid, Richard L. Bullock, 2001. *Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*. Society for Mining, Metallurgy, and Explotarion, cap. 1.
- [5] Madariaga L., 2013. *Parámetros de diseño y Procedimientos Mina Subterránea Estefanía*, Minería Michilla S.A., Antofagasta, Chile p. 51-84
- [6] Potwin Y., Thomas E., Fourie A., 2005. *Handbook on Mine Fill*. Australian Centre for Geomechanics.
- [7] E-Mining Techonology, 2014. Estudio Geotécnico de Factibilidad, Sectores D4 y ABW Inferior
- [8] Lagos E, 2007. Memoria de Gestión Operativa del Sistema de Despacho Estudio Técnico y Económico.
- [9] Flores C., Manual del Vulcan 6. Departamento Geología SIMSA
- [10] de la Vergne J.N., 2003. *Hard Rock Miner's Handbook*. McIntosh Engineering
- [11] ENAEX. Ficha Técnica Productos/ANFO granel. [pdf]. [en línea] <http://www.enaex.cl/downloadfile.aspx?CodSistema=20020129172812&CodContenido=20120626121708&File=FICHA_TECNICA_ANFO%20GRANEL.pdf > [consulta: 20 septiembre 2014].
- [12] ENAEX. Ficha Técnica Productos/Softron. [pdf]. [en línea] <http://www.enaex.cl/downloadfile.aspx?CodSistema=20020129172812&CodContenido=20120626121741&File=FICHA_TECNICA_SOFTRON.pdf> [consulta: 20 septiembre 2014].
- [13] ENAEX. Ficha Técnica Productos/Tronex plus. [pdf]. [en línea] <http://www.enaex.cl/downloadfile.aspx?CodSistema=20020129172812&CodContenido=20120626121742&File=FICHA_TECNICA_TRONEX%20PLUS.pdf> [consulta: 20 septiembre 2014].

[14] ENAEX. Ficha Técnica Productos/Folleto APD. [pdf]. [en línea] <<http://www.enaex.cl/downloadfile.aspx?CodSistema=20020129172812&CodContenido=20120626121573&CodArchivo=20140305180127>> [consulta: 20 septiembre 2014].

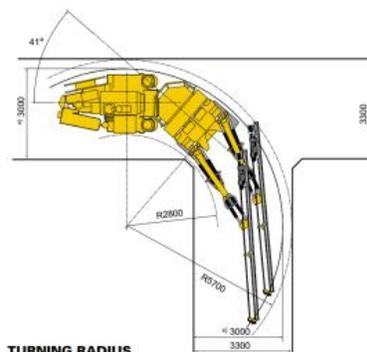
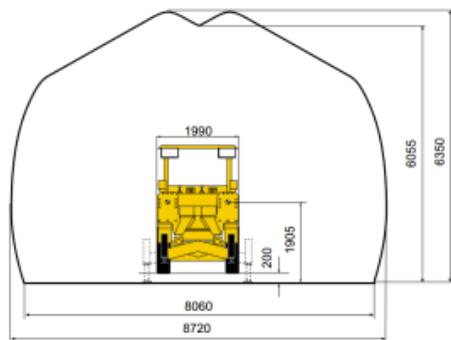
8 Anexo A - Especificaciones técnicas equipos

8.1 Boomer 282

Parámetro	Valor
Velocidad en plano	13 km/h
Velocidad inclinación 1:8	4.5 km/h
Ancho	1.99 m
Altura	3.05 m
Largo	11.83m
Radio de Giro Interno	2.8 m
Radio de Giro Externo	5.7 m
Altura Recomendada	



SIDE VIEW



TURNING RADIUS

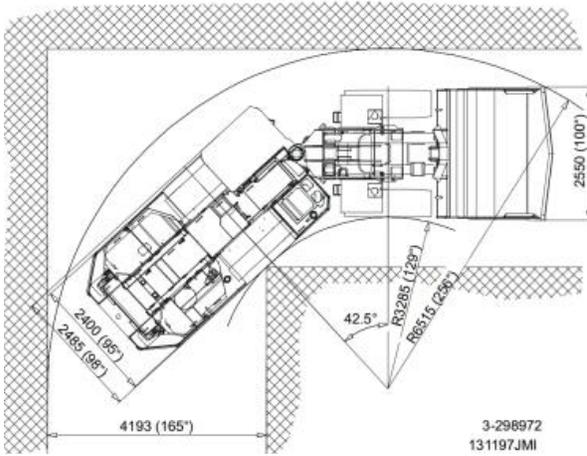
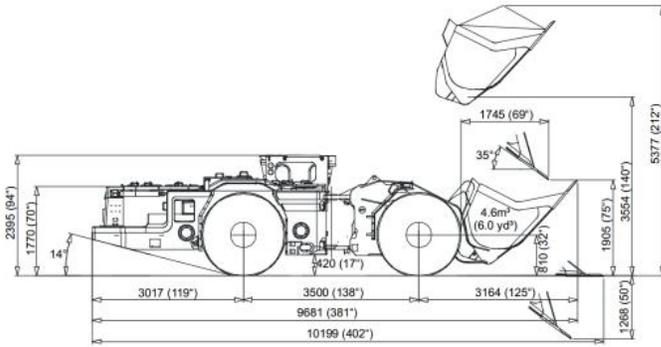
8.2 AirRoc D65

Parámetro	Valor
Diámetro Perforación Min	3 5/8"
Diámetro Perforación Max	5 1/2"
Profundidad Máxima Perforación	50m
Martillo DTH	COP 34



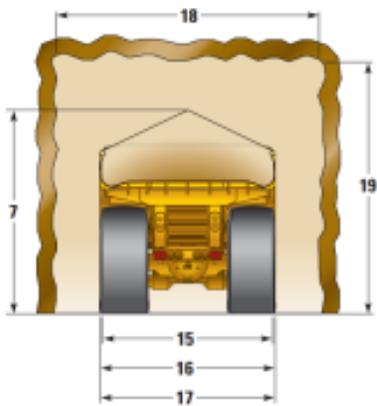
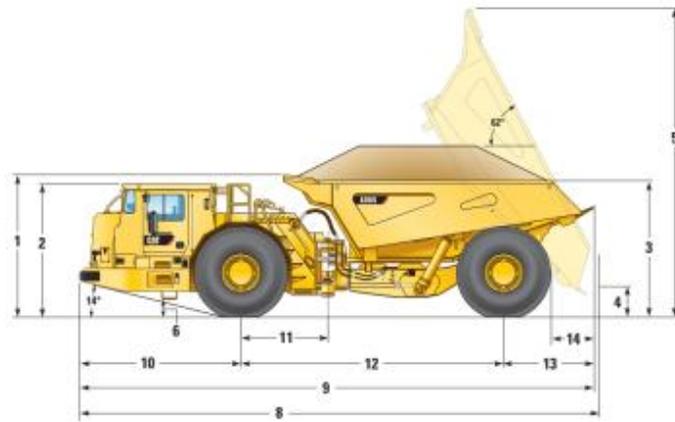
8.3 LH410

Parámetro	Valor
Peso Vacío	26200 kg
Peso Lleno	36200 kg
Velocidad Media	9.6 km/hr
Radio interno de giro	3.3m
Radio externo de giro	6.5m
Ancho	2.4
Alto	2.3m
Alto Buzón Levantado	3.5m
Largo	9.6m
Ancho Túnel Recomendado	4.1m



8.4 AD55 Ficha Técnica

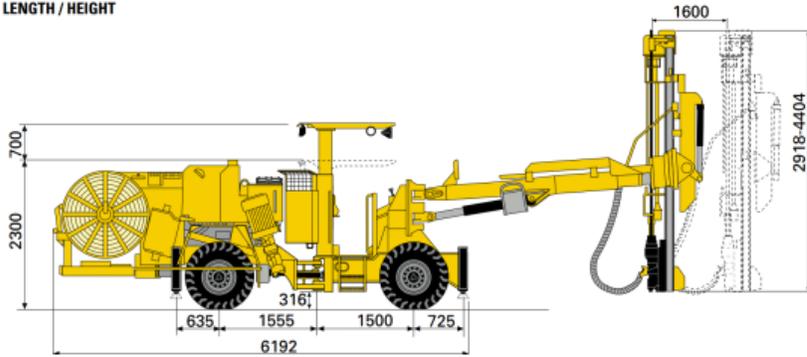
Parámetro	Valor
Peso Vacío	47000 kg
Peso Lleno	102000 kg
Velocidad Media	13 km/hr
Radio interno de giro	5.5m
Radio externo de giro	9.8m
Ancho	3.3m
Alto	3.4m
Alto Tolva Levantada	7.3
Largo	11.7m
Ancho Túnel Recomendado	5m
Alto Túnel Recomendado	5m



8.5 BOLTEC

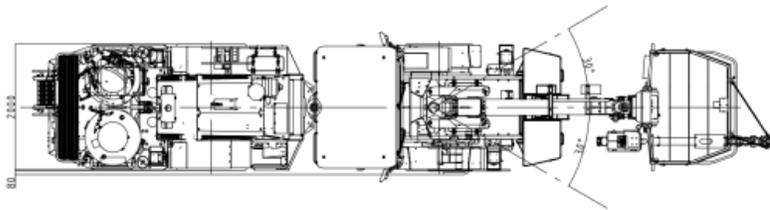
Parámetro	Valor
Capacidad	10 Pernos
Max tamaño placas rectangulares	150 x 150 mm
Max tamaño placas circulares	200 mm
Largo Perno	1.5 - 2.4 m
Ancho	1.9 m
Altura	2.3m
Largo	6.2m
Radio de Giro Interno	3 m
Radio de Giro Externo	5.8 m
Altura Recomendada	8.5 m

LENGTH / HEIGHT

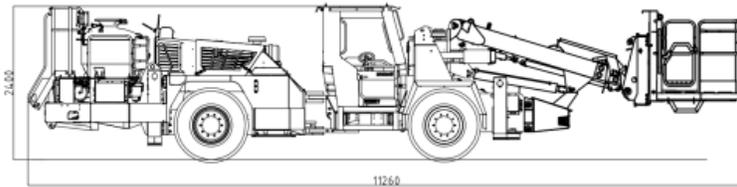


8.6 Charmec MC 605

Parámetro	Valor
Capacidad	500 lts
Velocidad 1:7	10 km/h
Ancho	2 m
Altura	2.4 m
Largo	11.26m
Radio de Giro Interno	3.9 m
Radio de Giro Externo	7.4 m



P VIEW



C VIEW