

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Optimización de la perforación y voladura de los tajeos
para incrementar la producción de mineral de la Veta
Guisela, Unidad Minera Chungar**

Roger Antonio Cruz Medrano
Jhersson David Rapre Morales

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2022

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

ASESOR

Ing. Jesús Fernando Martínez Ildfonso

AGRADECIMIENTO

A Dios, por permitirnos seguir con vida y con salud.

A nuestros padres, por hacer posible nuestra formación profesional.

A la universidad Continental, por habernos dado una buena formación profesional.

A nuestro asesor, por su apoyo permanente en la realización de esta tesis.

DEDICATORIA

Yo Roger, dedico esta tesis a mis padres por su confianza y su apoyo incondicional en mi crecimiento profesional.

Yo Jheresson, dedico esta tesis a mi madre: Gladys Luz Morales Zárate y a mis hermanos: Christian, y David.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

PORTADA.....	I
ASESOR	II
AGRADECIMIENTO.....	III
DEDICATORIA.....	IV
ÍNDICE DE CONTENIDOS	V
ÍNDICE DE TABLAS	VIII
ÍNDICE DE FIGURAS	IX
RESUMEN	X
ABSTRACT	XII
INTRODUCCIÓN	XIV
CAPÍTULO I	15
PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	15
1.1 Planteamiento y formulación del problema	15
1.1.1 Planteamiento del problema	15
1.1.2 Formulación del problema	16
1.2 Objetivos.....	17
1.2.1 Objetivo general.....	17
1.2.2 Objetivos específicos	17
1.3 Justificación e importancia	17
1.3.1 Justificación práctica.....	17
1.3.2 Justificación teórica.....	17
1.3.3 Justificación metodológica	18
1.4 Hipótesis	18
1.4.1 Hipótesis general	18
1.4.2 Hipótesis específicas	18
1.5 Identificación de variables.....	19
1.5.1 Variable independiente	19
1.5.2 Variable dependiente	19
1.5.3 Matriz de operacionalización de variables	19
CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO.....	21
2.1 Antecedentes del problema	21

2.1.1 Antecedentes nacionales	21
2.2 Generalidades de la unidad minera Chungar.....	26
2.2.1 Ubicación y accesibilidad	26
3.1 Clima y vegetación.....	27
3.2 Geología regional.....	27
3.3 Geología local.....	28
3.3.1 Estratigrafía.....	28
2.3 Bases teóricas	29
2.3.1 Descripción geomecánica de la unidad minera Chungar	29
2.3.2 Aspectos geomecánicos de la unidad minera Chungar	30
2.3.3 Aplicaciones de la Geomecánica	30
2.3.4 Criterios de evaluación geomecánica de unidad minera Chungar	31
2.3.5 Evaluación considerando las propiedades físicas de la mecánica de rocas.....	31
2.3.6 Evaluación considerando las propiedades geológicas.....	31
2.3.7 Descripción litológica utilizada en Geotecnia	32
2.3.8 Descripción del fragmento de roca	33
2.4 Selección del método de minado	33
2.4.1 Método de minado <i>bench and fill</i> utilizado en la veta Guisela unidad minera Chungar	34
2.4.2 Ventajas y desventajas del método de minado <i>bench and fill</i> utilizado....	37
2.4.3 Evaluación económica	39
2.5 Operación minera para el método de minado <i>bench and fill</i>	39
2.6 La perforación para el método de minado <i>bench and fill</i>	42
2.7 La voladura para el método de minado <i>bench and fill</i>	47
2.8 Limpieza, acarreo y transporte de mineral para el método de minado <i>bench and fill</i>	50
2.9 Relleno detrítico para el método de minado <i>bench and fill</i>	50
2.10 Sostenimiento para el método de minado <i>bench and fill</i>	50
CAPÍTULO III MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO	51
3.4 Método y alcances de la investigación.....	51
3.1.1 Métodos de la investigación.....	51
3.1.2 Alcances de la investigación	51
3.5 Diseño de la investigación	52

3.6 Población y muestra	52
3.3.2 Población	52
3.3.3 Muestra	52
3.7 Técnicas e instrumentos de recolección de datos	52
3.3.4 Técnicas utilizadas en la recolección de datos	52
3.3.5 Instrumentos utilizados en la recolección de datos.....	52
3.3.6 Metodología de trabajo	52
CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN.....	54
4.1 Evaluación de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar.....	54
4.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso veta Guisela.....	54
4.1.2 Análisis geomecánico sección transversal de la perforación de taladros largos con banco de 10 metros de altura	55
4.1.3 Análisis del cálculo del número de estabilidad para el método de explotación Bench and Fill	55
4.2 Aplicación del modelo algorítmico de Langefors en el incremento de la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar.....	56
4.2.1 Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors	56
4.2.2 Distribución de taladros del diseño de la malla de perforación y voladura de los taladros de producción	62
4.3 Análisis de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación <i>bench and fill</i> de la veta Guísela, unidad minera Chungar.....	66
CONCLUSIONES.....	74
RECOMENDACIONES	76
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS	77
ANEXOS	79

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables.....	19
Tabla 2. Accesibilidad de la unidad minera Chungar	26
Tabla 3. Clavos mineralizados y caracterización.....	34
Tabla 4. Resumen de selección del método de explotación	34
Tabla 5. Análisis financiero del método de minado bench and fill	39
Tabla 6. Especificaciones técnicas de la jumbo simba S7D.....	46
Tabla 7. Sistema de valoración RMR 89 de Bieniawski	54
Tabla 8. Cálculo de Q de Barton	55
Tabla 9. Parámetros de cálculo del burden máximo (B, max).....	57
Tabla 10. Análisis comparativo del costo de perforación por m ³ para el método de minado <i>bench and fill</i>	67
Tabla 11. Análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m ³ para el método de minado <i>bench and fill</i>	68
Tabla 12. Análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m ³ para el método de minado <i>bench and fill</i>	69
Tabla 13. Descripción del mineral y desmonte.....	70
Tabla 14. Análisis comparativo de los parámetros para la evaluación del ciclo de vida del método de minado <i>bench and fill</i>	71
Tabla 15. Comparación del costo de minado para el método de explotación bench and fill en la veta Guisela Nv 1400	73

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Ubicación y accesibilidad de la unidad minera Chungar	27
Figura 2. Método de minado bench and fill	36
Figura 3. Desarrollo del ciclo de minado Bench and Fill.....	42
Figura 4. Puntos topográficos para la perforación de taladros largos	45
Figura 5. Diseño de carguío de explosivo de los taladros largos	49
Figura 6. Labor para taladros largos antes del disparo donde se puede apreciar el F.S: mayores a 1.26.....	55
Figura 7. Diseño de malla de perforación y voladura de los taladros de producción en el tajeo	62
Figura 8. Diseño de carga en taladros de producción del primer tramo carga neta de 8 metros.....	62
Figura 9. Diseño de carga en taladros de producción del segundo tramo carga neta de 8 metros	63
Figura 10. Diseño de carga en taladros de producción del tercer tramo carga neta de 8 metros	63
Figura 11. Diseño de carga en taladros de producción del cuarto tramo carga neta de 8 metros	64
Figura 12. Diseño de carga en taladros de producción del quinto tramo carga neta de 8 metros	64
Figura 13. Diseño de carga en taladros de producción del sexto tramo carga neta de 8 metros	65
Figura 14. Diseño de carga en taladros de producción del séptimo tramo carga neta de 8 metros	65

RESUMEN

En la unidad minera Chungar, de Volcan Compañía Minera S. A. A, el ciclo de minado del método de explotación *bench and fill* viene teniendo deficiencias en la perforación y voladura de los tajeos, generando sobrerotura, sobredilución y deficiencias en sostenimiento, estos problemas se dan a consecuencia de malas prácticas en la perforación, y deficientes parámetros y factores de perforación, que generan mayor número de consumo de piezas de perforación, y las malas prácticas en la voladura llevan a elevar el consumo de explosivos y accesorios para voladura

En el análisis del estudio geomecánico para el método de minado *bench and fill*, para una altura de banco de 10 metros, se tiene un factor de seguridad de 1.26, el cual es óptimo para continuar con el ciclo de minado.

La aplicación del modelo algorítmico de Langeford es favorable para realizar el replanteo del diseño de malla de perforación y voladura, evaluando los 7 tramos planteados con sus respectivas mallas de perforación y voladura. Cada tramo se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 10 metros, lo cual genera un aumento de la producción de mineral a extraer, ya que el anterior diseño de malla de perforación y voladura del tajeo es de 6 metros de altura de banco.

En el análisis de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill*, de la Veta Guísela, se tiene en la situación actual, una longitud de taladro de 6 metros, con un costo de perforación de 14.00 \$/m³ y en la situación óptima se tiene una longitud de taladro de 10 metros, con un costo de perforación es de 8.02 \$/m³, optimizándose en 5.98 \$/m³.

En la comparación del análisis en los dos escenarios de voladura, se tiene en la situación actual un costo total de voladura de 2.38 \$/m³, y en la situación óptima, un costo total de voladura de 1.09 \$/m³, optimizándose en 1.29 \$/m³.

En la comparación del costo de minado del método de explotación *bench and fill*, en la situación actual el costo de minado es de 9.49 \$/t, y en la situación óptima es de 5.99 \$/ton, optimizándose en 3.50 \$/t.

Palabras clave: optimización, perforación, voladura, tajeos.

ABSTRACT

In the Chungar mining unit of Volcan Compañía Minera S. A .A., the mining cycle of the Bench and Fill mining method has been having deficiencies in the drilling and blasting of the pits, generating over breakage, over dilution and deficiencies in support, these problems occur as a result of poor drilling practices, and poor drilling parameters and factors, which generate more consumption of drilling parts, and poor blasting practices lead to increased consumption of explosives and blasting accessories.

In the analysis of the geomechanical study for the Bench and Fill mining method, for a bench height of 10 meters, there is a safety factor of 1.26, which is optimal to continue with the mining cycle.

The application of Langeford's algorithmic model is favorable to carry out the staking out of the drilling and blasting mesh design, evaluating the 7 sections proposed with their respective drilling and blasting meshes, for each section was evaluated based on the geomechanical study previously carried out for a bench height of 10 meters, which generates an increase in the production of ore to be extracted, since the previous design of drilling and blasting mesh of the pit is 6 meters of bench height.

In the analysis of the optimization of the drilling and blasting of the pits to reduce the mining cost of the Bench and Fill exploitation method, of the Guísela Vein, in the current situation, the drill length is 6 meters, with a drilling cost of 14.00 \$/m³ and in the optimal situation, the drill length is 10 meters, with a drilling cost of 8.02 \$/m³, optimizing in 5.98 \$/m³.

In the comparison of the analysis in the two blasting scenarios, the current situation has a total blasting cost of 2.38 \$/m³, and in the optimal situation, a total blasting cost of 1.09 \$/m³, optimizing in 1.29 \$/m³.

In the comparison of the mining cost of the Bench and Fill mining method, in the current situation the mining cost is 9.49 \$/t, and in the optimal situation it is 5.99 \$/t, optimizing in 3.50 \$/t.

Key words: optimization, drilling, blasting, pits.

INTRODUCCIÓN

En la unidad minera Chungar, de Volcan Compañía Minera S. A. A, el ciclo de minado del método de explotación *bench and fill*, viene teniendo deficiencias en la perforación y voladura de los tajeos, generando sobrerotura, sobredilución y deficiencias en sostenimiento, estos problemas se dan a consecuencia de malas prácticas en la perforación y deficientes parámetros y factores de perforación, que generan mayor número de consumo de piezas. Además, las malas prácticas en la voladura llevan a elevar el consumo de explosivos y accesorios para voladura generando los problemas ya mencionados. Estos problemas se dan a consecuencia de malas prácticas en la perforación que elevan el consumo de explosivos y accesorios para voladura.

En esta investigación se va a replantear los trabajos de perforación y voladura y mantener el impacto favorable en seguridad, para minimizar la exposición del personal a la excavación del tajeo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado y bajo techo seguro.

El análisis de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill*, de la Veta Guísela, se tiene en la situación actual, una longitud de taladro de 6 metros, con un costo de perforación de 14.00 \$/m³ y en la situación óptima se tiene una longitud de taladro de 10 metros, con un costo de perforación es de 8.02 \$/m³, optimizándose en 5,98 \$/m³.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1 Planteamiento y formulación del problema

1.1.1 Planteamiento del problema

Todas las empresas del sector minero, a escala mundial, vienen aplicando métodos de minado que les ayude a obtener mayor producción de mineral y seguridad, en las operaciones en los últimos años se viene aplicando el método de minado *bench and fill*, que es la combinación de los métodos corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles (*sub level stoping*), el cual tiene gran aplicabilidad en vetas o cuerpos que se encuentran entre cajas inestables, que no se pueden trabajar por el método de tajeos por subniveles. La característica de este híbrido es el control de la estabilidad con un tipo de roca de baja calidad en las cajas, mediante el uso oportuno del relleno detrítico, el cual minimiza las aberturas generadas por los disparos de los taladros largos y mantiene una distancia horizontal mínima de trabajo entre la cara libre del tajo y el del talud del relleno.

A nivel nacional, en el Perú, se viene aplicando el método de minado *bench and fill* desde el año 2012, que a la fecha se ha mejorado en cada parámetro del ciclo de minado, este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros largos negativos como positivos perforados desde el subnivel superior, realizando un relleno continuo en función al avance de la explotación,

manteniendo un espacio constante del pie del talud hacia la cara libre, con la finalidad de controlar la estabilidad del tajo en toda su longitud.

En la unidad minera Chungar, el ciclo de minado del método de explotación *bench and fill* viene teniendo deficiencias en la perforación y voladura de los tajeos generando sobrerotura, sobredilución y deficiencias en sostenimiento, estos problemas se dan a consecuencia de malas prácticas en la perforación. Los parámetros y factores de perforación generan mayor número de consumo de piezas de perforación y las malas prácticas en la voladura llevan a elevar el consumo de explosivos y accesorios para voladura.

En esta investigación se va a replantear los trabajos de perforación y voladura, y mantener el impacto favorable en seguridad, para minimizar la exposición del personal a la excavación del tajeo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado y bajo techo seguro.

1.1.2 Formulación del problema

1.1.2.1. Problema general

¿De qué manera influye la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar?

1.1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera influye la aplicación del modelo algorítmico de Langeford para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar?
- ¿De qué manera influye la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill* de la veta Guísela, unidad minera Chungar?

1.2 Objetivos

1.2.1 Objetivo general

Determinar la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar

1.2.2 Objetivos específicos

- Aplicar el modelo algorítmico de Langeford para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar.
- Determinar la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill* de la veta Guísela, unidad minera Chungar.

1.3 Justificación e importancia

1.3.1 Justificación práctica

En la unidad minera Chungar en la veta Guisela, el ciclo de minado del método de explotación *bench and fill* viene teniendo deficiencias en la perforación y voladura de los tajeos, generando sobrerotura, sobredilución y deficiencias en sostenimiento, estos problemas se dan a consecuencia de malas prácticas en la perforación, parámetros y factores de perforación, que generan mayor número de consumo de piezas de perforación.

1.3.2 Justificación teórica

En la perforación de taladros largos, los factores importantes influyen en la desviación de la perforación: mal posicionamiento del equipo, la superficie a perforar no está nivelada, la perforación se desvía, la tendencia o el error de disposición, la desviación de la perforación puede ocurrir por entrar en geodas, capas, que cambian su curso, la longitud errónea de la perforación ya sea en la sobreabundancia de la perforación, impacta la expansión en la penetración e impacta los costos.

Las malas prácticas en la voladura llevan a elevar el consumo de explosivos como de accesorios para voladura, para un buen control de la voladura se

necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo esto obtener una buena fragmentación.

1.3.3 Justificación metodológica

La metodología de trabajo consiste en la evaluación de las variables siguientes:

- variables no controlables: las características geomecánicas del macizo rocoso, la geología local, regional y estructural, hidrología y condiciones climatológicos.
- Las variables controlables vienen ser la Geometría, (burden, espaciamiento, diámetro, longitud de taladros.), la composición del explosivo a utilizar fisicoquímicas (densidad, velocidad de detonación, volumen de la mezcla explosiva), los tiempos de retardo e secuencia y la experiencia del operador (experiencia del personal, fragmentación requerida)

Esta mejora del diseño de la malla de perforación y voladura debe mantener el impacto favorable en seguridad, para minimizar la exposición del personal a la excavación del tajeo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado y bajo techo seguro.

1.4 Hipótesis

1.4.1 Hipótesis general

La optimización de la perforación y voladura de los tajeos es factible y viable para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar

1.4.2 Hipótesis específicas

- La aplicación del modelo algorítmico de Langeford es factible para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar.
- La optimización de la perforación y voladura de los tajeos es factible para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill* de la veta Guísela, unidad minera Chungar

1.5 Identificación de variables

1.5.1 Variable independiente

Optimización de la perforación y voladura de los tajeos.

1.5.2 Variable dependiente

Incrementar la producción de mineral.

1.5.3 Matriz de operacionalización de variables

Optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar

Tabla 1. Matriz de operacionalización de variables

Variable	Definición conceptual	Dimensión	Indicadores
V.I.: Optimización de la perforación y voladura de los tajeos.	Es la mejora de los parámetros y factores de perforación y voladura, evaluando las variables no controlables, entre ellas se tiene a la caracterización geomecánica del macizo rocoso, la geología local, regional e estructural, hidrología y condiciones climatológicas, las variables controlables. el diseño de malla de perforación el burden y espaciamiento, características físicas – químicas del explosivo a utilizar.	Interpretación de la caracterización del macizo rocoso. Evaluación del diseño de malla de perforación y voladura en los tajeos	<ul style="list-style-type: none">• GSI• Clasificación geomecánica de Bieniawsky.• Phase.• Burden (m)• Espaciamiento (m)• Numero de taladros• Longitud de taladro (m).• Tiempo de retardo (s)• Fanel de periodo corto (ms)• Cantidad de explosivo (kg)

V.D.:

Incrementar la producción de mineral

Es la maximización de la extracción de mineral por medio de la optimización del diseño de malla de perforación y voladura minimizando las deficiencias esta operación unitaria principal.

Evaluación de la producción del mineral

- Avance lineal (m)
- Cantidad en toneladas (ton)
- Valor por tonelada (VPT)

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1 Antecedentes del problema

2.1.1 Antecedentes nacionales

a) Tesis titulada: “*Diseño e implementación del método de explotación Bench and Fill Stopping en vetas angostas tipo Rosario, para incrementar la Producción – Minera Chalhuane S.A.C*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para diseñar e implementar el método de explotación *bench and fill stopping* en vetas angostas tipo rosario en minera Chalhuane.

Además, la metodología tiene las siguientes características: (1)

- ✓ Los estados geomecánicos de la roca en la veta Viento tiene un RMR en mineral 55, caja de piso 65, caja de techo 60, haciendo factible la ejecución y el plan de minado Bench and Fill. (1)

- ✓ Los resultados obtenidos durante la planificación y uso de la estrategia de Bench and Fill, ampliaron la producción del Tj 460 de 960 ton cada mes a 6000 ton, trayendo consigo una vida del tajo de 90 días, disminuyendo el costo de producción de 62.40\$/Ton a 41.36 \$/Ton, logrando así la practicidad de ejecutar esta técnica en el doble de vetas apretadas en Minera Chalhuane S.A.C. (1)

- ✓ El costo de emprendimiento de la estrategia minera Bench and Fill Stopping en vetas esbeltas es idéntico a 744 678,53 \$, que no es exactamente el gasto extendido de la técnica minera Cut and Fill (1 276 705,19 \$), llegando a ser la más asequible en la mayoría de las operaciones. (1)
 - ✓ Con la ejecución de la estrategia de Corte y Relleno, es factible trabajar en el bienestar de la facultad de la mina donde no se esperan esfuerzos significativos a través de intentos de fortaleza para garantizar la estabilidad de las labores. (1)
- b) Tesis titulada: “*Optimización del método de explotación con taladros largos en el Tajo 658 NS, nivel 300 de la Compañía Minera Raura S.A.*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para optimizar el método de explotación con taladros largos, en función al estudio geomecánico del macizo rocoso, para reducir la dilución e incrementar la producción en el Tajo 658 NS, Nivel 300 de la Compañía Minera Raura S. A. (2).

Además, la metodología tiene las siguientes características (2):

- ✓ El Tajo 658 NS, Nivel 300 es del tipo metasomatismo de contacto (skarn), compuesta con mineralización polimetálica de Cu, Ag, Zn y Pb. (2)
- ✓ El presente estudio permitió la evaluación técnico económico del Tajo 658, Nivel 300 y su aplicación del método de minado con taladros largos, para lo cual se realizó la evaluación geológica, geomecánica y su trade off respectivo. (2)
- ✓ La implementación del método de explotación con taladros largos de acuerdo con los parámetros geomecánicos, permiten y sugieren dimensiones recomendadas de 8 m de ancho, 45 m de largo y 19 m de altura de tajeo. (2)
- ✓ Las cajas (techo y piso) muestran inestabilidad intermedia con la probabilidad de descaje de < 0.5 m (ELOS). Esta probabilidad puede incrementarse por el tiempo de exposición, al no rellenarse oportunamente. Bajo esas dimensiones

el TJ658 del cuerpo Santa Rosa se encuentra estable con la probabilidad de descajes de 0.25 m en las cajas, por efecto del relajamiento a causa del espacio vacío. (2)

- ✓ El cálculo de Cut Off para el método de minado taladros largos (dilución 12 a 18% y recuperación 82 a 85%) a un ritmo de producción de 3,000 toneladas por día, generó un costo de operación de 25 a 41 US\$/t y con 7.1 a 8.1% de Zn equivalente. (2)

c) Tesis titulada: “*Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.*”. El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada, para proponer el diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos a implementar, para reducir los costos operativos en el método de explotación Sublevel Stopping, en Marcapunta Sur – El Brocal. (3)

Además, la metodología tiene las siguientes características (3):

- ✓ La malla de perforación nos permitirá homogenizar la fragmentación y la mejora de la resistencia de los hastiales en función a los nuevos parámetros de diseño: Burden de 1.60 m y espaciamiento de 1.50 m. Factor de potencia de: VCR + SLOT de 3.84 kg anfo / ton rotas y de 4 a 5 filas de 0.10 kg anfo / ton rotas. (3)
- ✓ En la primera semana se concluyó satisfactoriamente con la perforación paralela y en abanico en un total de 5 953 metros perforado, un 90 % de lo programado y en la segunda semana se perforo 8 795.16 metros (tajo completo), todo esto debido a la continuidad del equipo, ya que tuvimos todas las mejores condiciones. (3)
- ✓ Con la homogenización de la fragmentación, se redujo la generación de bancos en los disparos de *sublevel stopping*, programando la perforación de 5 filas por guardia, en vez de 4 filas por guardia, y así disminuir el consumo de

explosivos; permitiendo obtener un alto rendimiento económico y productivo.

(3)

- d) Tesis titulada: " *Evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos para optimizar la producción en la Compañía Minera Chalhuane S. A. C.*". El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada, para determinar en qué medida la evaluación del método de explotación por subniveles con taladros largos, optimiza la producción en la Compañía Minera Chalhuane S. A. C. (4)

Además, la metodología tiene las siguientes características (4):

- ✓ Las condiciones geomecánicas de la roca en la veta Viento ha dado como resultado un RMR en mineral RMR 31 - 40, caja piso y techo RMR 41 - 50, haciendo factible la implementación y diseño del método de explotación por taladros largos por subniveles *bench and fill stoping*. (4)
- ✓ El costo de minado por taladros largos *bench and fill stoping*, es de 20.48 \$/t y con respecto al corte y relleno ascendente que es de 41.52 \$/t, estaríamos reduciendo el costo de minado en 21.04 \$/t. (4)
- ✓ Los resultados obtenidos durante el diseño y aplicación del método por taladros largos *bench and fill* incrementó la producción del Tj de 962.82 t al mes a 989.2 t, dando como resultado la vida del tajo de 3 meses, reduciendo el costo de producción de 62.40 \$/t a 41.36 \$/t, logrando con ello la viabilidad de implementar este método en la explotación de vetas angostas en minera Chalhuane S. A. C. (4)
- ✓ El índice de perforación en el slot es de 0.58 t/mp y en la perforación de producción es de 2.11 t/mp. (4)
- ✓ El rendimiento en el Tj por disparo de dos filas de taladros largos es de 256 t/disparo, el factor de potencia en el CRAM (Breasting) 0.28 kg/t y en *sub level stoping* 0.38 kg/t, y el (Breasting) es el método de mejor rendimiento. Se

recomienda aumentar el *burden* y espaciamiento a 1.5 m, ya que el RMR es de 31 % - 40 % del mineral. (4)

- e) Tesis titulada: "*Optimización de la perforación mediante la ampliación del diámetro de taladros largos en el método de tajeo por subniveles en la mina Marcapunta Norte – El Brocal - Pasco*". El objetivo del estudio es aportar una metodología experimental apropiada para determinar cómo influye la ampliación del diámetro de taladros largos de 64 mm a 89 mm, en la optimización de la perforación en el método de minado tajeo por subniveles, en la mina Marcapunta Norte. (5)

Además, la **metodología** tiene las siguientes características (5):

- ✓ Con la ampliación del diámetro de taladros largos de 64 mm a 89 mm se ha logrado optimizar la perforación de taladros largos descendentes en el método de tajeo por subniveles. Con el diseño de una malla de perforación de acuerdo a las características geomecánicas del yacimiento, se logró incrementar el ratio de perforación, reduciendo así el tiempo de perforación de 23 guardias a 20 guardias, también con ello se incrementó la productividad de 746.75 ton a 980.11 ton por sección y con una fragmentación que va de 7 a 8 pulgadas en promedio. (5)

- ✓ Mediante el análisis geomecánico se ha determinado que las características geomecánicas de la mina Marcapunta Norte son competentes, teniendo una calidad de roca en promedio regular de IIIB, junto con las condiciones geológicas que se presentan en la mina, no se tiene inconvenientes en la ampliación del diámetro de perforación. (5)

- ✓ Se ha determinado que, mediante la ampliación del diámetro de taladros largos de 64 mm a 89 mm, el rendimiento de los equipos de perforación ha descendido de 450 m/día a 350 m/día, sin embargo, la ratio de perforación se ha incrementado de 5.88 t/m a 8.78 t/m. (5)

2.2 Generalidades de la unidad minera Chungar

2.2.1 Ubicación y accesibilidad

a) Ubicación

La unidad minera Chungar está ubicada en el flanco oriental de la cordillera occidental, políticamente se ubica en el distrito de Huayllay, provincia de Pasco y departamento de Cerro de Pasco, entre las siguientes coordenadas U.T.M.:

- N 8'780,728
- E 344,654

b) Accesibilidad

Se tiene tres vías de acceso a la unidad minera Chungar que son la siguientes:

Tabla 2. Accesibilidad de la unidad minera Chungar

Ruta 1	Descripción	Tiempo en horas
Lima a La Oroya	De ciudad de Lima por la carreta central a unos 183 km se ubica la ciudad de la Oroya.	5 horas
De la Oroya a Cerro de Pasco	De ciudad de la Oroya la carreta a Cerro de Pasco a unos 135 Km se ubica la ciudad	2 horas con 30 minutos
De Cerro de Pasco a la unidad minera Chungar	De ciudad de Cerro de Pasco a unos 64.5 km se ubica la unidad minera Chungar	2 horas
Ruta 2		
De Lima a la ciudad de Huaral	Con una distancia de 75.1 km por la carretera Panamericana Norte.	2 horas
De la ciudad de Huaral a la unidad minera Chungar	Con una distancia de 136 km por la carretera que se dirige a Cerro de Pasco.	3 horas con 40 minutos
Ruta 3		
De Lima a la ciudad de Canta	Con una distancia de 105 km por la carretera 20 A.	2 horas y 40 minutos
De la ciudad de Canta a la unidad minera Chungar	con una distancia de 103 km por la carretera 20A hacia PE-20C que se dirige a Cerro de Pasco.	2 horas con 50 minutos

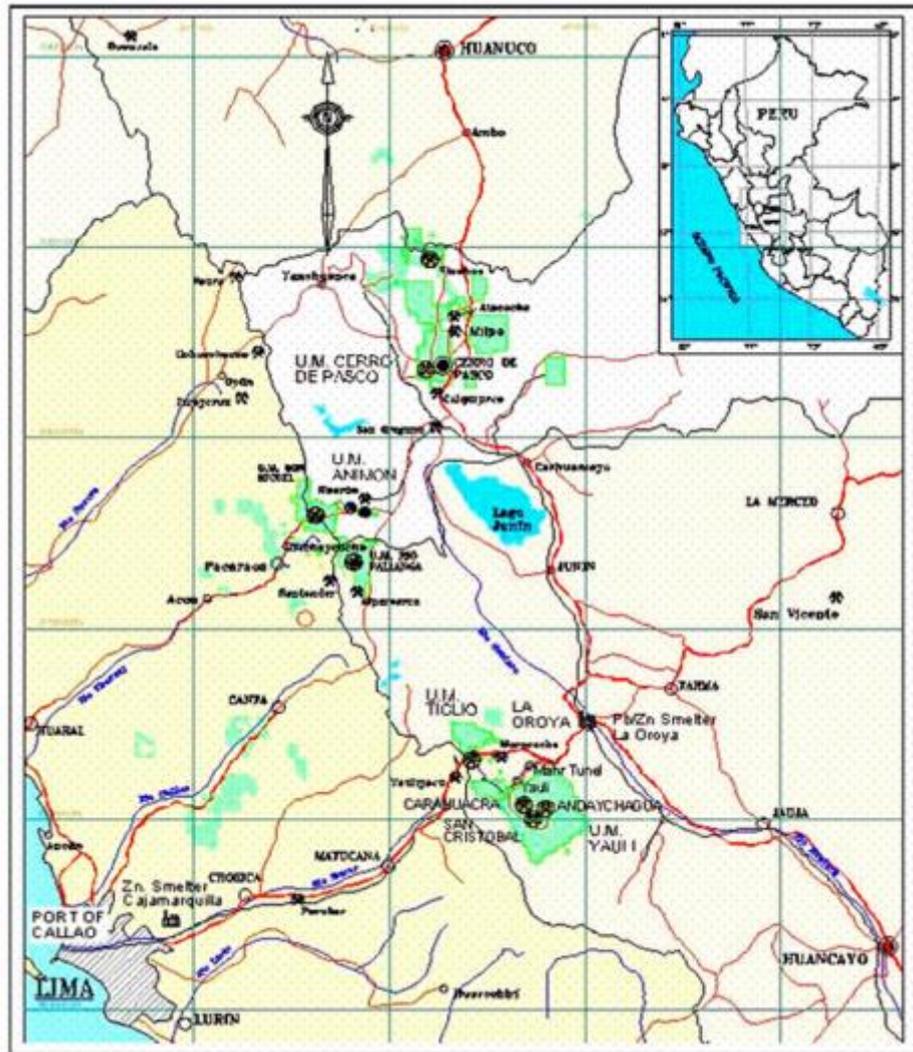


Figura 1. Ubicación y accesibilidad de la unidad minera Chungar
 Tomada de Departamento de Geología unidad minera Chungar 2020

3.1 Clima y vegetación

La zona presenta un clima frígido y seco, típico de puna, con temperaturas de: 3 – 4° C bajo cero, entre los meses de enero y marzo se presentan precipitaciones pluviales y el resto del año es seco con presencia de heladas entre Abril – Junio. La vegetación son pastos conocidos como ichus. (6)

3.2 Geología regional

La unidad minera de Chungar en conflicto con las Capas Rojas y otras unidades litológicas del Cretácico es una sucesión de rocas volcánicas de espesor variable que comprende una progresión de corrientes de magma y piroclastos en su mayor parte andesíticos, dacíticos y riolíticos que tienen un lugar con el grupo Calipuy y que frecuentemente muestran una

pseudoestratificación subhorizontal como dinero de salva medio a grueso con tonos cambiantes de tenue, verde y púrpura (6). Localmente presentan intercalaciones de areniscas, lutitas y calizas muy silicificadas que podrían compararse con una interdigitación para ciertos esquistos del grupo Casapalca. datan del Cretácico Superior-Terciario Inferior (Mioceno) y se encuentran al suroeste de la unidad minera de Chungar (6)

3.3 Geología local

El yacimiento de Animón litológicamente está conformado por sedimentitas que reflejan un periodo de emersión y una intensa denudación, las Capas Rojas del Grupo Casapalca presentan dos ciclos de sedimentación, el ciclo más antiguo es el más potente con 1,400 a 1,500 metros de grosor y el ciclo más joven tiene una potencia de 800 a 900 metros. (6)

Cada ciclo en su parte inferior se caracteriza por la abundancia de conglomerados y areniscas, en su parte superior contienen horizontes de chert, yeso y piroclásticos, la gradación de los clastos y su orientación indican que los materiales han venido del Este, a lo mejor de la zona actualmente ocupada por la cordillera oriental de los Andes. (6)

En el distrito minero de distinguen dos formaciones bien marcadas: formación Inferior y formación Superior. (6).

3.3.1 Estratigrafía

a) Formación inferior

La formación inferior está compuesta por tres unidades:

- **Unidad inferior**

Está constituida por margas y areniscas se ubica en la parte central y más profunda del anticlinal de Huarón su grosor debe sobrepasar los 800 m. (6)

- **Unidad media**

Aflora en el flanco este del anticlinal y es continuo por varios kilómetros con un grosor de 485 m. (6)

Se distinguen los siguientes horizontes:

- ✓ Horizonte Base: conformada por el conglomerado Bernabé que es un “metalotécto” importante de la región con un grosor de 40 metros y está constituido por clastos de cuarcita de 10 cm. de diámetro y matriz arenosa. (6).
- ✓ Horizonte Central: Constituido por areniscas y margas rojas tiene una potencia de 420 metros. (6).
- ✓ Horizonte Techo: Metalotécto” calcáreo chertico de Sevilla y Córdoba de color violáceo y gris claro, masivo, lacustrino con un grosor de 25 metros. (6).

b) Unidad superior

En la base tiene 5 niveles de conglomerados que juntos alcanzan un grosor de 80 metros. Sus sedimentos son detríticos provenientes de la erosión de la Unidad media; se tienen grandes bloques de chert “redepositados”, sigue una secuencia de areniscas moradas y niveles calcáreos. En total esta unidad tiene un grosor de 300 metros. (6)

2.3 Bases teóricas

2.3.1 Descripción geomecánica de la unidad minera Chungar

En un suelo de rocas sedimentarias muy fragmentadas y alteradas por acción meteórica e hidrotermal, con excavaciones subterráneas que superan una profundidad de 450m, se encuentra la mina de Chungar a 4600 m s. n. m. en el departamento de Cerro de Pasco del Perú; el sostenimiento de rocas fue un procedimiento difícil, lento y no adecuado, hasta que se empezó a utilizar *shotcrete* y pernos de compresión y fricción axial. (7)

La unidad minera Chungar está situada en la parte central de cordillera de los Andes del Perú, donde la temperatura es muy variable desde -10° C en las noches hasta 30° C en el día; con una temperatura ambiente medio de 8° C. (7)

Las condiciones climáticas y de la roca haría pensar que las condiciones de explotación sería una tarea de difícil proceder, pero el empleo de *shotcrete* y pernos de compresión y fricción axial la hace en realidad más fácil, junto con las

condiciones climáticas que dificultan el trabajo, el macizo rocoso está compuesto por rocas sedimentarias muy incompetentes que aunado al agua subterránea que circulan por los poros y fisuras, estas son muy difíciles de controlar ante el desprendimiento o caída de rocas. Con labores de explotación (tajos) de hasta 20 m de ancho, 5.5 m de alto y 150 m de largo, asegurar la estabilidad de las labores tiene alta prioridad. (7)

2.3.2 Aspectos geomecánicos de la unidad minera Chungar

En la unidad minera Chungar la roca es muy incompetente, de acuerdo con las evaluaciones geomecánicas, se presenta rocas de muy mala calidad, donde hacen que nuestra principal preocupación sea el riesgo de caída de rocas, derrumbes y / o asentamientos de gran magnitud. (7)

El espaciado de las juntas es entre 0.05 a 0.30 m, las familias de discontinuidades son de 5, la resistencia es menor a 15 MPa en las cajas y menor de 60 MPa en el mineral, es intensa en las cajas y moderado en el mineral, el relleno de fisuras es por arcillas y limpia, las aguas subterráneas son por goteo en las cajas y flujos en la estructura mineralizada; para el control y su estabilización usamos una capa de 2" de concreto lanzado (*shotcrete*) como elemento preventivo de sostenimiento y como sostenimiento definitivo a los pernos compresión y fricción axial de 7 pies para mantener confinado el macizo rocoso. (7)

Se tiene mucho cuidado de examinar y definir las aberturas máximas, los tiempos de autoporte, y determinar el distanciamiento entre perno y perno. (7)

2.3.3 Aplicaciones de la Geomecánica

La principal aplicación es en la minería y obras de ingeniería subterránea; para el cual se requiere de la utilización de los principios, metodologías de la mecánica de rocas, para un adecuado diseño y ejecución de obras o proyectos desde: La investigación preliminar, análisis, diseño, planeamiento, control y ejecución en los trabajos de exploración, desarrollos y métodos de explotación minera; además, de la selección de equipos, maquinarias, explosivos y otros. (7)

2.3.4 Criterios de evaluación geomecánica de unidad minera Chungar

Para la evaluación del yacimiento consideramos los siguientes principios y metodologías:

- ✓ Evaluación considerando las propiedades Físico Mecánicas de las Rocas.
- ✓ Evaluación considerando las propiedades geológico-ingenieriles.
- ✓ Calificación de los macizos rocosos mediante la aplicación de los sistemas de clasificación geomecánica.
- ✓ Determinación del diseño y tipo de sostenimiento.

2.3.5 Evaluación considerando las propiedades físicas de la mecánica de rocas

Sobre la base teórica se define por el modelo de Hooke, y el criterio de ruptura de Mohr-Coulomb, la geomecánica establece parámetros intrínsecos para calificar las propiedades de resistencia y deformación de las rocas. (7) que son lo siguiente:

- ✓ Módulo de Young
- ✓ Módulo de Poisson
- ✓ Cohesión
- ✓ Índice de fricción
- ✓ Resistencia a la compresión
- ✓ Resistencia a la tracción

2.3.6 Evaluación considerando las propiedades geológicas

a) Ingenieriles de las rocas

Las propiedades geológicas requeridas para caracterizar el macizo rocoso, debe tener en cuenta la composición heterogénea de la roca producto de su génesis y procesos naturales que la han afectado; esta caracterización geológica consiste en definir:

- ✓ Los distintos tipos de roca presentes en el área investigada y su distribución espacial; esta evaluación es a nivel de fragmento rocoso. (7).
- ✓ Además, la evaluación del macizo rocoso, donde se contempla la magnitud y orientación de las discontinuidades, la alteración, las aguas subterráneas y los efectos geodinámicos. (7).

- ✓ Es muy importante el amplio conocimiento de la Geología para la realización de la Geomecánica; ya que esta es la base para los estudios previos y la toma de decisiones; por lo tanto, considero que no se puede hacer geomecánica sin el conocimiento geológico previo. Como ejemplo el origen de las rocas por su composición, génesis, historia, así como su distribución en la corteza terrestre. (7).

2.3.7 Descripción litológica utilizada en Geotecnia

Las rocas pueden ser representadas en cuanto a su disposición, superficie sintética y comienzo mineral, la caracterización de las rocas según su punto de partida da lugar a las agrupaciones más notables: rocas sedimentarias, volcánicas y de transformación, esta agrupación lógica es más apropiada por las razones de la geografía, sin embargo no ha dado resultados aceptables cuando el objetivo principal es conocer la resistencia mecánica de la piedra a partir del orden y la representación (7).

Las representaciones geográficas no tienen en cuenta la condición de perdurabilidad de las rocas; de hecho, es difícil decidir la mineralogía y la ciencia de las rocas vigorosamente soportadas y los geólogos generalmente se centran en la búsqueda de ejemplos o nuevos ejemplos, la necesidad primaria para los diseños geotécnicos es un informe sobre la fuerza y la forma mecánica de comportamiento de la masa de piedra, el nombre genuino de la tierra de la piedra no tiene una importancia extraordinaria, sin embargo, se encuentra en los retratos geotécnicos sobre la base de que la creación sintética y mineralógica de la piedra decide su forma de comportamiento contra el aguante bajo diversas circunstancias climáticas. (7)

La masa rocosa se representa en forma de archivos, algunos de los cuales son simplemente gráficos, por ejemplo, la variedad, la superficie, el estado de cambio, etc.; otros se estiman in situ. Otras se estiman in situ o mediante ensayos en instalaciones de investigación, por ejemplo, la porosidad, la resistencia, el espesor relativo, o dependen de cualidades de enorme alcance dentro de la masa pétreo, por ejemplo, la rotura, el clivaje, los planos de deficiencia, así como los planos de separación en las rocas sedimentarias, la mecánica de las rocas o

geomecánica es la ciencia que se esfuerza por representar y anticipar las propiedades y la conducta de la masa pétreo. (7)

La mecánica de suelos se concentra en los lodos y el material granular, que en general se conoce como "piedra delicada" entre los geólogos, para la Geotecnia, la representación se separa en dos secciones: la representación de la pieza de piedra y la representación de la masa rocosa. (7)

2.3.8 Descripción del fragmento de roca

El macizo rocoso es una combinación de especies minerales específicas, formadas comúnmente, en una roca dura estos minerales están unidos de forma inamovible; las estructuras (no totalmente asentadas o esporádicas), establecen la obstrucción o consistencia de la piedra, la piedra dividida, no solidificada, está igualmente compuesta por diversos minerales, predominantemente surtidos de minerales de tierra, hidróxidos de hierro y cantidades variables de minerales únicos hasta cierto punto divididos, algunos son extremadamente impermeables al desmoronamiento en ambientes específicos, otros se descomponen con relativa facilidad. (7)

La masa rocosa total es una combinación de minerales únicos (esenciales) no descompuestos y minerales opcionales entregados por los ciclos compuestos de deterioro o modificación (7).

2.4 Selección del método de minado

La perforación con taladros largos mediante subniveles, dan origen a la variante *bench and fill*, el cual tiene mantiene la esencia del método porque se usa un relleno detrítico continuo con la finalidad de estabilizar el área abierta, manteniendo siempre una luz de 10 metros entre el avance de la cara libre del tajo y el pie del talud relleno. Con este esquema se diseña integralmente toda la mina. (8)

Tabla 3. Clavos mineralizados y caracterización

CLAVO	Islay
GEOMETRIA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES	
Forma del Yacimiento	Tabular
Potencia del Mineral	Estrecha
Buzamiento de la estructura	Inclinado
Distribución de leyes	Uniforme
CARACTERISTICAS GEOMECHANICAS	
CLAVO	
Resistencia de la Roca	Débil
Espaciamiento entre fracturas	Muy pequeño
Resistencia de las discontinuidades	Débil
CAJA TECHO	
Resistencia de la Roca	Débil
Espaciamiento entre fracturas	Muy pequeño
Resistencia de las discontinuidades	Débil
CAJA PISO	
Resistencia de la Roca	Débil
Espaciamiento entre fracturas	Muy pequeño
Resistencia de las discontinuidades	Débil

Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020

Tabla 4. Resumen de selección del método de explotación

Método de Explotación	Geometría y Distribución de Leyes	Características geomecánicas de las rocas				Total
		Mineral	Techo	Piso	Sub Total	
Cielo Abierto	10	7	7	7	21	31
Hundimiento por bloques.	-41	12	11	4	27	-14
Cámaras por subnivel.	7	-49	-98	0	-147	-140
Hundimiento por subniveles	-40	0	10	0	10	-30
Tajeo Largo.	8	12	12	4	28	36
Cámaras y pilares.	12	0	0	0	0	12
Cámaras almacén	7	1	12	6	19	26
Bench and Fill	14	9	10	12	31	45
Corte y relleno	12	12	10	12	34	46

Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020

2.4.1 Método de minado *bench and fill* utilizado en la veta Guisela unidad minera Chungar

a) Descripción del método

La técnica de explotación minera *bench and fill* es una mezcla de la estrategia de corte y relleno con el relleno de subniveles, que tiene una extraordinaria materialidad para las vetas o los yacimientos que se sitúan entre las cajas, que no pueden ser trabajados por la técnica de relleno de subniveles, el control de la estabilidad de la roca de mala calidad en las cajas a través de la utilización adecuada del relleno detrítico, que limita las aberturas producidas por los

disparos de las aberturas largas, y mantiene una separación de base plana de trabajo entre la cara libre del tajo y la inclinación del relleno. (8)

Esta técnica consiste en extraer el mineral de los subniveles de perforación a través de agujeros realizados en planos verticales, con aberturas largas negativas perforadas desde el subnivel superior, realizando un relleno según el avance del doble reparto, manteniendo un espacio estable desde el pie del talud hasta la cara libre, para controlar la firmeza del tajo en toda su longitud. (8)

La planificación comprende la ejecución de una rampa de acceso a los *bypass* en cada nivel principal e intermedio, a partir del cual se crean accesos a los subniveles en veta equidistantemente separados. Entre subniveles se tiene una separación vertical fija que conforma la altura de los bancos que se minan con perforación negativa de taladros largos, los disparos son secuenciales en cada tajo por tandas. (8) La limpieza de mineral se realiza con *scooptram* a control remoto (telemando) hacia volquetes en las zonas de carguío ubicadas en las intersecciones de cada acceso con el subnivel.

Este método de explotación tiene impacto favorable en seguridad, por minimizar la exposición del personal a la excavación del tajo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado y bajo techo seguro. (8)

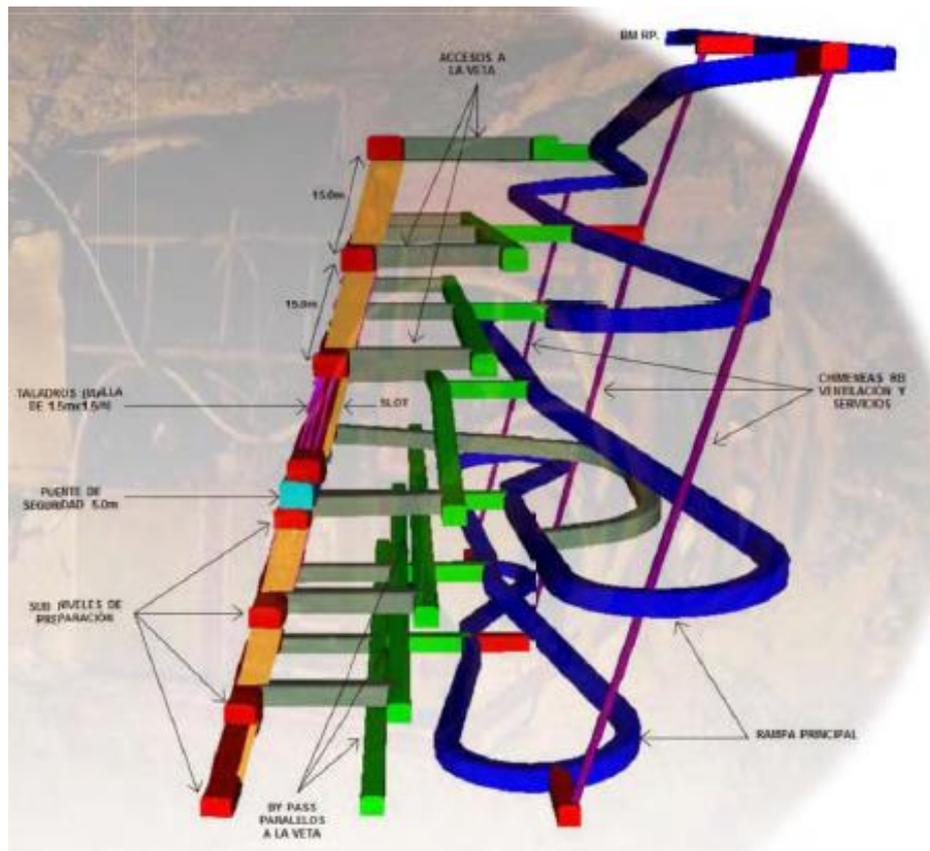


Figura 2. Método de minado bench and fill
Tomada de Departamento de Planeamiento de la unidad minera Chungar

b) Labores de desarrollo y preparación

• Labores de desarrollo

Esta operación se realizará para hacer posible la explotación de mineral contenido en el yacimiento, que consiste en los trabajos previos para establecer los accesos a las reservas minerales para llegar al mineral desde la superficie. (8)

Al confirmar los recursos minerales por tamaño de la mineralización y sus respectivas leyes, se desarrolla la mina mediante una rampa negativa de 4.50 m x 4.0 m de sección, a lo largo de la mineralización en forma paralela distanciados a 50 m en promedio con respecto a la veta, con el objetivo de acceder a los niveles inferiores según sea el caso con una gradiente de +13 % o -13 % en los tramos rectos y +6 % o -6 % en las curvas. A partir de la rampa y con la finalidad de interceptar la veta según se alcance las cotas de los niveles principales o intermedios, se realiza una labor tipo crucero de 4.5 m x 4.0 m con una gradiente de 1 % y una longitud promedio de 50 m, de los cuales se desprenden los *bypass*

de 4.5 m x 4.0 m de sección y con una gradiente de 1% paralelos al rumbo de la veta, distanciados a 20 m en promedio. (8)

Todas las labores verticales de ventilación son ejecutadas por equipos mecanizados *raise borer*, desde superficie para las troncales principales, y desde interior mina para los circuitos secundarios. (8)

- **Labores de preparación**

Los trabajos de preparación comprenden la planificación en el campo del método de separación del mineral mediante una técnica de minería (*bench and fill*), para este caso en su mayor parte subniveles y llega a estar listo de las intersecciones y pasos laterales por separado (8).

A partir de las intersecciones en cada nivel, los subniveles se ejecutan sobre la veta en todo el ancho de la construcción con ángulo del 1%, asociados a las secciones de 4,5 m x 4,0 m de segmento y pendiente del 1%, de 20 m de longitud, y separados cada 75 m, conformando bloques mineros autónomos, que permiten los ejercicios repetitivos de penetración, limpieza y relleno detrítico, ajustándose al espacio del plan en el desarrollo de la lateralización de los tajos (8).

En los desvíos cada 2 lleras (150 metros), se ejecutan los focos de apilamiento para la mezcla de volquetes - *scooptram*, con una oficina de recogida de 15 m de longitud y segmento de 4,0 x 4,0 m, con el desarrollo. Además, entre los accesos, se están montando los refugios de la facultad de 3,0 x 3,0 m de segmento y 3 m de longitud, los asilos del tablero de 2,0 x 2,0 m de segmento y 2 m de longitud (8).

2.4.2 Ventajas y desventajas del método de minado *bench and fill* utilizado

a) Ventajas

1. Resulta de gran economía y rendimiento en comparación con otros métodos de explotación. (8)
2. No existe excesivo consumo de sostenimiento, ya que no es necesario fortificar las rocas encajonantes. (8)

3. Alta adaptabilidad en vetas angostas y cuerpos pequeños e irregulares. (8)
4. El método de minado *bench and fill*, es muy manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 50 t/tarea en grandes tajos. (8)
5. El método es seguro por minimizar la exposición del personal al tajo en explotación, el manejo de los subniveles es fácil para ventilar, particularmente donde se realizan voladuras masivas. (8)
6. La recuperación de mineral puede ser superior al 90 %, cuando es posible la buena recuperación de pilar, la dilución es generalmente baja y puede estar debajo del 20 % para la mayoría de las operaciones. (8)
7. El método permite la acumulación de taladros adelantado a la voladura de los tajos, lo que permite flexibilidad en la operación, blending en los disparos, y respaldo de la producción comprometida. (8)

b) Desventajas

1. Dilución y pérdida de mineral. (8)
2. El relleno detrítico no compacta al 100 %, reacomodándose los esfuerzos permanentemente. (8)
3. El método requiere una alta inversión de capital, requiriendo una cantidad grande de labores de desarrollo antes de que la producción pueda comenzar. (8)
4. El método no es selectivo y requiere que la mayor parte del cuerpo sea mineral. Las variaciones en la caja piso o en la caja techo son dificultan su manejo. (8)
5. El método llega a ser muy ineficiente en bajas pendientes donde se puede esperar que la dilución aumente. (8)

6. Los humos de las voladuras secundarias pueden dirigirse dentro de los tajos cuando se hace una excesiva voladura secundaria. (8)

2.4.3 Evaluación económica

Según los cálculos proyectados sobre un tajeo con el método de minado *bench and fill*, el costo operativo de la unidad minera Chungar es de 22.94 \$/t. (8)

Los rubros más importantes en la generación del costo operativo son las preparaciones incluido sostenimiento con 5.86 \$/t, el transporte del mineral en 21 km a la planta Animón con 5.00 \$/t y el relleno de los tajos de taladros largos con 2.50 \$/t. (8)

Tabla 5. Análisis financiero del método de minado *bench and fill*

Ítem	T. L - Boomer	
	m	US\$
Desarrollo - Inversión	600	600,681
Preparación - Costo Operativo	1,210	1,037,834
Total	1,810	1,638,515
Ratios (t/m) y (\$/t)	97.8	9.26
VAN @ 12 %		9,672,827
TIR		194%
Payback		0.44
Tonelaje Total del Tajo		176,975

Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020

2.5 Operación minera para el método de minado *bench and fill*

2.5.1. Selección de equipos

La motorización de las operaciones unitarias, en el plan de minería de banco y relleno, es regular de un marco sin vías con actividades unitarias completamente automatizadas, lo que aporta una mayor eficiencia al racionalizar la cantidad de empresas utilizadas por tonelada extraída o lista (8).

En la perforación se utilizan equipos Epiroc; los Jumbos Boomer D1S para frentes de desarrollo rectos, y el Jumbo Simba H 1257 para la perforación de aberturas largas en fosos, con una longitud de perforación de 10 metros en rumbos de 360° (8).

En la limpieza y el apilamiento se utilizan *scooptram* de 6 yd³ de la marca Caterpillar, introducidos con el paquete de marco de control (8).

En todas las utilidades de la ayuda de las funciones de la mina con pernos *hidrabolt* de 7 pies o la mezcla con red electrosoldada, se utiliza el *bolter* gigantesco, que tiene un marco sifónico subyacente para hinchar los pernos introducidos (8).

Para el apoyo de las calles de acceso primario a la mina hasta los niveles de extensión, se utiliza una motoniveladora o un transportador agrícola para las cruzadas, dependiendo del tipo de trabajo a realizar (8).

El mineral se traslada directamente desde el pozo a la superficie o a los vertederos de la planta concentradora de Animón, utilizando una armada de volquetes Volvos de 4 cubos, que tienen un límite de contenedores de 20 m³ (8).

2.5.2. Diseño de labores mineras

Con la finalidad de uniformizar los procedimientos en la operación y eliminar criterios personales en la ejecución de las labores, se ha establecido manejar los diseños con estándares gráficos como línea base de medición y control, para los tajos de producción y los frentes de avance lineal. (8)

La sección típica más importante en desmonte es de 4.5 x 4.0 metros por representar el mayor porcentaje de metros programados entre *bypass* y rampas; y en mineral según el ancho de la veta el avance de los subniveles mayormente a una sección de 4.0 x 4.0 metros. (8)

2.5.3. Estándar de servicios mina

Las secciones típicas de los caminos de escape, desquiches para instalación de ventiladores con silenciadores, complejo del sistema estacionario de bombeo, distribución de subestaciones eléctricas, detalles de los refugios para personal y tableros eléctricos. (8)

2.5.4. Ciclo de minado en tajeos

La optimización de los recursos humanos y el mejor aprovechamiento del uso de los equipos se obtienen si no hay interrupciones significativas en cada una de las etapas del minado desde la perforación, voladura, limpieza-extracción y relleno. (8)

Para lograr este objetivo es importante implementar los controles operativos de la explotación por taladros largos, obteniendo de la data procesada y analizada, las oportunidades de mejora. Los principales controles en yaladros largos son: desviación, dilución, fragmentación, recuperación, factor de potencia y voladura secundaria. (8)

Asimismo, en la secuencia de minado se detallan paso a paso las actividades a realizar en la etapa de explotación, con la finalidad de definir los procedimientos de trabajo para cada una de las actividades, donde se establece el desarrollo de los trabajos con la identificación de sus respectivos peligros y riegos, la cantidad de recursos materiales, equipos y herramientas necesarias, personal calificado que ejecutara los trabajos, asociado a un determinado tiempo para realizar cada actividad. (8)

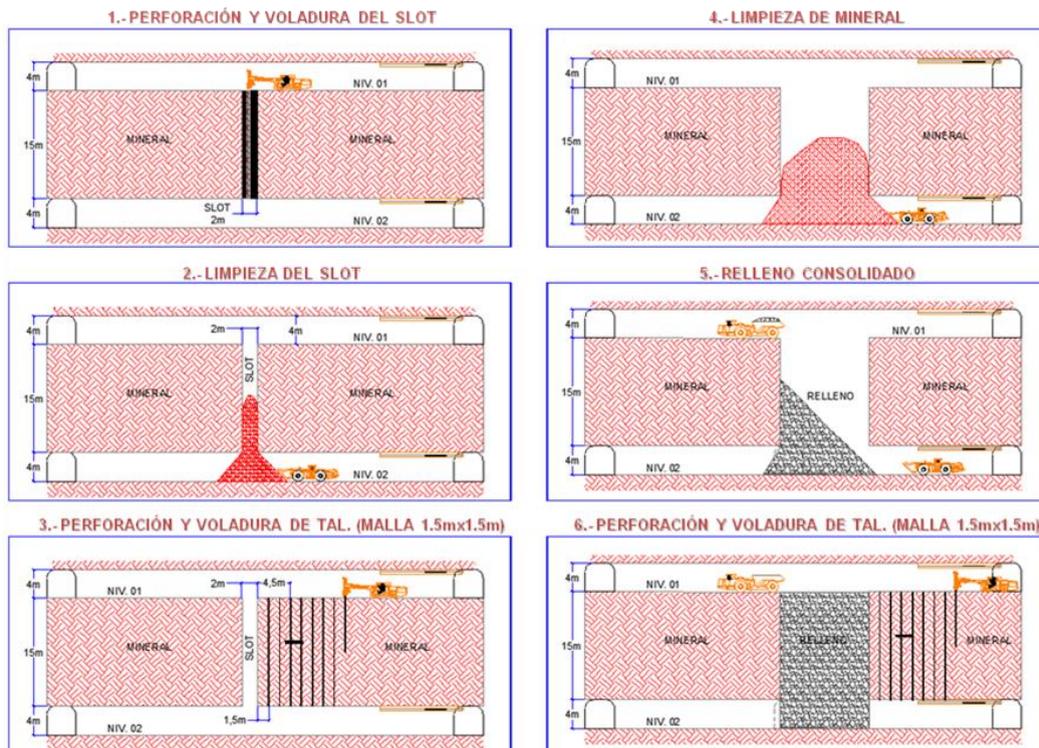


Figura 3. Desarrollo del ciclo de minado Bench and Fill
Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020

2.6 La perforación para el método de minado *bench and fill*

La perforación es la base del ciclo de minado ya que con una mala perforación el resto del ciclo de minado será también defectuoso.

2.6.1. Algoritmo de Langeford

Para el cálculo del *burden* y espaciamento de la malla de perforación se toma en cuenta: la perforabilidad y geología estructural del macizo rocoso, el tamaño de fragmentación requerida, el diámetro del taladro, la longitud del taladro, la orientación y espaciamento entre taladros, y la desviación permisible de perforación, dichos factores determinan el tipo de la máquina perforadora así como el diseño de la malla de perforación de los taladros largos. (8)

La determinación del *burden* y espaciamento utilizando el algoritmo de Langeford (mejorado y modificado). (8)

- Burden máximo

$$B_{MAX} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{c \times f \times (E/B)}}$$

Donde:

BMAX = Burden Máximo

D = Diámetro del taladro en (mm)

dc = Densidad de carga en (gr/cm³)

PRP = Potencia relativa por peso

c = Constante de la roca

Se toma lo siguiente:

$c = 0.3 + 0.75$ Rocas medias (1.05)

$c = 0.4 + 0.75$ Rocas duras (1.15)

f = Factor de fijación

Taladros verticales: f: 1.00

Taladros inclinados (3:1): f: 0.90

Taladros inclinados (2:1): f: 0.85

E/B = Relación entre Espaciamiento y Burden

- Burden práctico

$$B_{PRAC} = B_{MAX} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

Dónde:

BMAX = Burden Máximo

D = Diámetro del taladro en (mm)

L = Longitud del taladro

El mismo arroja resultados de diseño para una malla con un rango del *burden* y el espaciamiento requerido teniendo en cuenta la dureza del mineral, fragmentación requerida, diámetro de taladro, longitud del taladro, orientación, tipo de explosivo, precisión del emboquillado, etc. (8)

Según los resultados de la hoja de cálculo, se tiene un *burden* de 1.45 metros, el cual llevado a según las condiciones del tipo de roca en la mina, donde el mineral es más competente que las cajas, se trabaja con una malla inicial tipo cuadrada de 1.5 metros de *burden* y espaciamiento. (8)

2.6.2. Malla de perforación taladros largos

Al diseñar las secciones de perforación, según el procedimiento generalizado, se toma en cuenta: el *burden* y espaciamiento calculado anteriormente, el contorno geológico actualizado en la labor, el levantamiento topográfico actualizado, la ubicación de la veta y la característica del equipo disponible para perforar, para asegurar la salida de las filas, los taladros de cada sección se diseñarán con una inclinación de 5° hacia la cara libre. (8)

La perforación se realiza principalmente con taladros largos paralelos y en radiales como complementos, utilizando barras de 4 pies de longitud. Por la calidad de roca del mineral de los tajos, donde se presentan fracturas y geodas constantemente que afectan la desviación del taladro, se usará un varillaje más rígido como la T-38 y brocas Retractable de 2.5" Φ , si el taladro no conserva el hoyo luego de la perforación por las condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2" Φ , taponeándolas adecuadamente. (8)

En la perforación de la chimenea Slot de la cara libre del tajo de sección 1.80 x 1.80 m, se debe usar la barra guía antes de la broca, y esta broca tiene que ser del tipo DROP CENTER, para minimizar las desviaciones y cruces de taladros. Usar brocas rimadoras de 5 pulgadas de diámetro en la cara libre. (8) En el plano de perforación, el operador debe indicarse lo más exacto posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura para el proceso de carguío, el rendimiento mensual requerido del jumbo Simba es de 7,000 metros, muy por debajo de su rendimiento nominal. (8)

El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo con la altura del equipo, el techo y piso lo más horizontal posibles y limpio, las marcas topográficas para ubicar los puntos de los taladros a perforar tienen el siguiente estándar. (8)

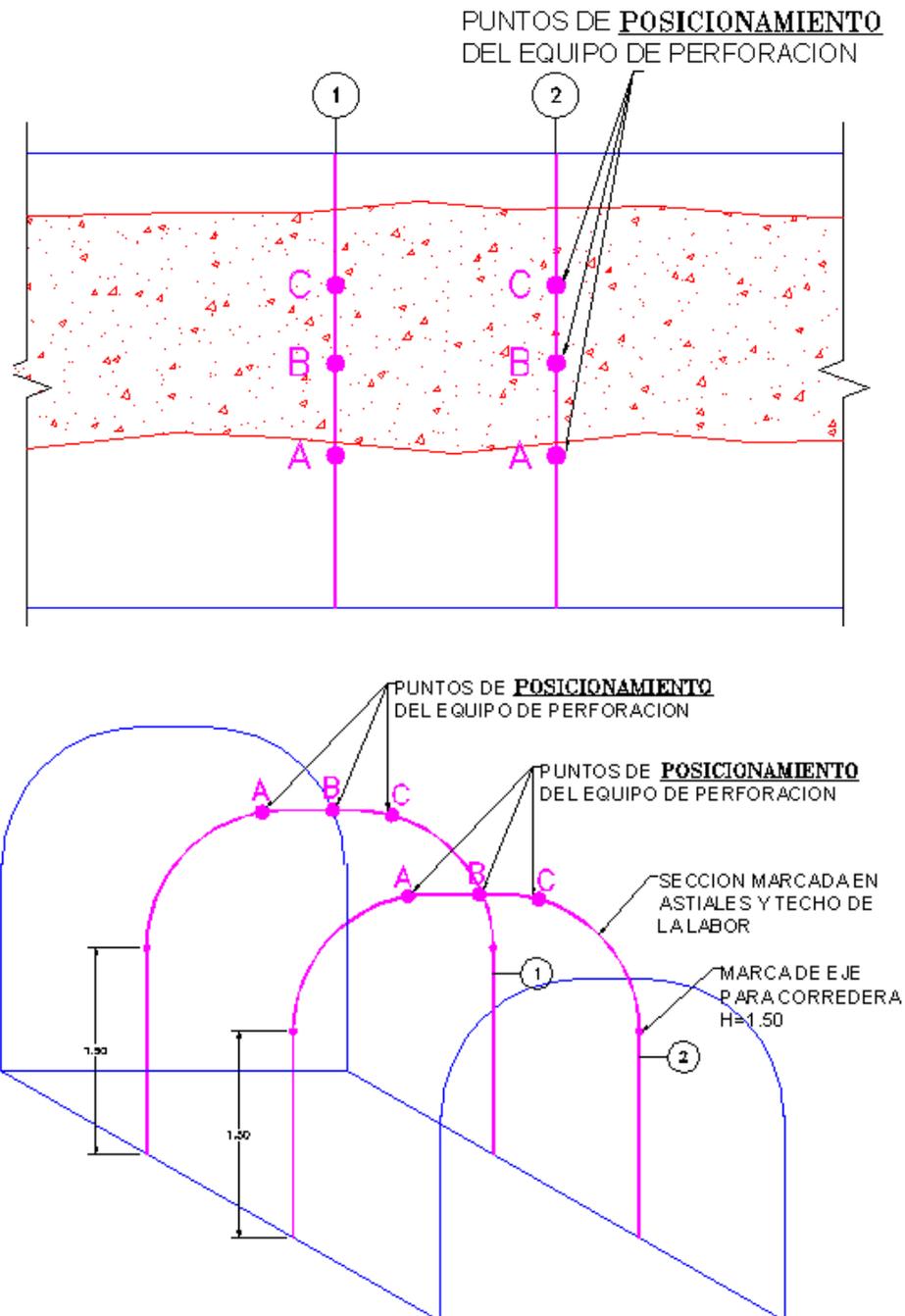


Figura 4. Puntos topográficos para la perforación de taladros largos
Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020

Los indicadores y el abastecimiento de aire, agua, energía eléctrica permiten un normal trabajo de perforación esto es; las condiciones deben darse antes de empezar la perforación.

Tabla 6. Especificaciones técnicas de la jumbo simba S7D

E SPECIFICACIONE S TECNICAS	EQUIPO EPIROC SIMBA S7D
1) UNIDAD DE POTENCIA HIDRAULICA Motor Eléctrico Bombas Tanque Hidráulico Panel Eléctrico Bomba de agua Enfriado de aceite	55 Kw 1 de desplazamiento variable + 1 flujo constante 124 litros DCS 18 CR 5 - 13 Enfriado por agua
2) UNIDAD DE TRASLACION Motor Diesel Potencia	F 5 L 912 W 70 HP
3) CHASIS Tipo Sistema Gradientes o pendientes Sistema de dirección y frenado Llantas	DC 11B 4 ruedas 1 en 4 disco húmedo , sistema sepradaos 8.25 R 15 Michelin XZM
DISEÑO Modular Sistema Anti atasque	Equipo montado con brazo , taladros en anillos 360° y taladros paralelos hasta 6.0 metros de separación RPCF
ESTABILIZADORES DEL EQUIPO Gatas de posicionamiento	2 Delanteros + 2 Posteriores
POSICIONAMIENTO PERFORADORA Rotación Corredera de alimentación Anclaje de la Perforadora	0 a 210 rpm BMHP 6800 Gata posterior en el avance
CONTROLES Controles de posicionamiento Control remoto Brazo de control de traslación	Sí No , operación desde la cabina Sí
8) PERFORADORA Perforadora Peso Longitud Energía de percusión Frecuencia de percusión RPM Diámetro de taladro Longitud de perforacion Diametro de rimado Rotación Máximo Torque Longitud de barras de perforacion	COP 1838 ME 171 Kg 1008 mm 18 Kw 54 Hz 0 a 210 rpm 51 a 76 mm Hasta 32 metros 5" 740 Nm Barras de 4 , 5 o 6 pies
DIMENSIONE S Longitud Altura Ancho Radio de Curvatura Peso Bruto	9.46 metros Traslado : 2.10 mt Perforación : 2.8 metros 2.0m 4.9m/2.7m 8800 kg
TIPO DE PERFORACION Hacia arriba Hacia abajo	Si Si
OPCIONALE S Alineamiento de taladros perforación Medición de Angulos Barrido Extracción de Perforadora Limpieza Contraincendios Carrousell	RAL 650 ARI 157C Mixto Agua/Aire Back Hammer COP 1838 Kit de Lavado Sistema Ansul Sistema RHS 10 (10 barras)

2.6.3. Desviación de taladros largos

En la perforación de taladros largos, se tiene los siguientes factores que afecta a la desviación de los taladros. (8)

- ✓ La incorrecta posición del equipo de perforación.
- ✓ Cuando la superficie a perforar no es plana, se desvía el taladro.
- ✓ Error de inclinación o alineamiento.
- ✓ Desviación del taladro, puede ocurrir por penetrar geodas, estratos, que cambian su dirección.
- ✓ La longitud incorrecta del taladro ya sea en exceso de perforación, influye en el incremento de los costos de perforación y voladura.
- ✓ Falta de estándar de la labor, altura mínima requerida es de 3.50 metros.

Existen cuatro factores que permiten reducir la desviación y por ello reduce los costos de perforación y voladura. (8)

- ✓ Observar el equipo de perforación, un desgaste del equipo sobre todo en las guías, hacen que los taladros se desvíen. Anclar bien los stinger.
- ✓ Educar al perforista, para que entienda las implicancias de una mala perforación.
- ✓ Montar un nivel, un clinómetro o un sistema de alineamiento por rayo láser. Obtener más precisión al instalar el equipo. Más rapidez. Mejorar la precisión y la eficiencia del operador.
- ✓ Usar barras estabilizadoras y brocas especiales para taladros de precisión (drop center).

2.7 La voladura para el método de minado *bench and fill*

Para un buen control de la voladura, se necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo esto obtener una buena fragmentación.

a) Variables no controlables

- ✓ Características geomecánicas del macizo rocoso
- ✓ Geología local, regional y estructural
- ✓ Hidrología y condiciones climatológicos

b) Variables controlables

- ✓ Geométricas (burden, espaciamiento, diámetro, longitud de taladros.)

- ✓ Fisicoquímicas (densidad, velocidad de detonación, volumen de la Mezcla explosiva)
- ✓ De tiempo (retardo y secuencia)
- ✓ Operativos (experiencia del personal, fragmentación requerida)

2.7.1. Procedimiento de carguío de taladros negativos

1. Antes de proceder al carguío de taladros este deberá ser soplado y medido para realizar el diseño de carguío real tanto de carga como de secuencia de salida del disparo. (8)

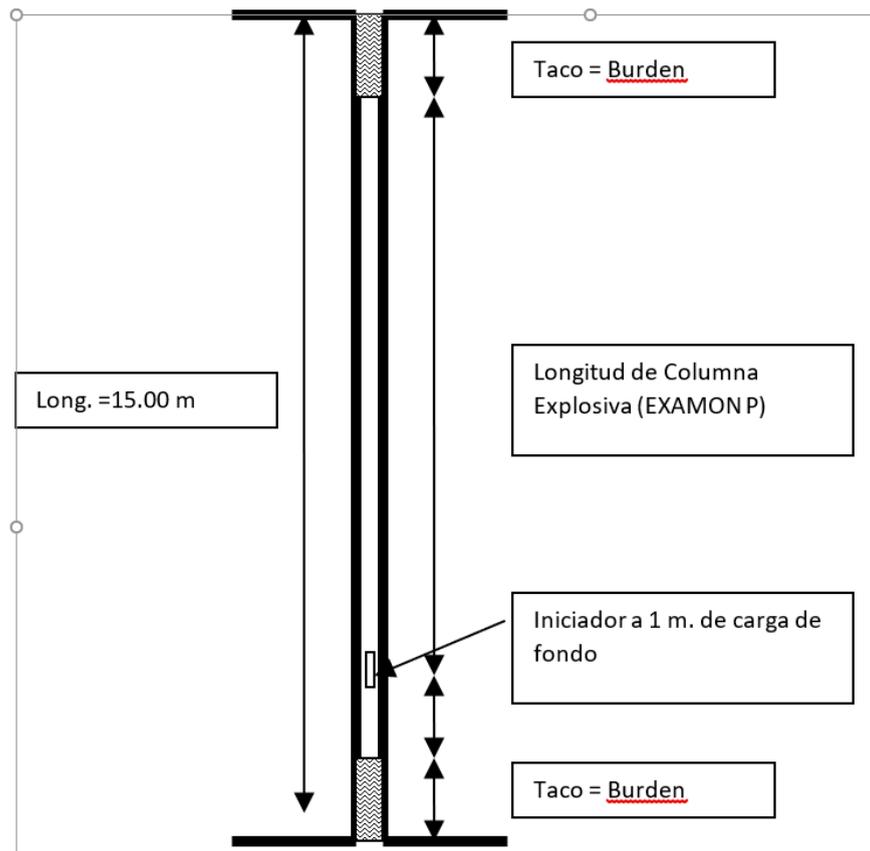
2. Cuando son taladros con comunicación a un nivel inferior se procederá a poner un taco igual a la distancia de burden. (8)

3. Luego se realiza la operación del primado del iniciador. (8)

4. Se realiza el llenado de la columna explosiva con el Anfo, usando el anfocar o lechera para ayudarnos de la presión de aire y confinar adecuadamente al agente explosivo dejando un espacio para el taco. (8)

5. El taco superior será igual al Burden, para luego ser llenado con detritus. (8)

6. Este trabajo se llevará a cabo con personal especializado. (8)



**Figura 5. Diseño de carguío de explosivo de los taladros largos
Tomada de Departamento de Planeamiento unidad minera Chungar 2020**

La secuencia de la voladura debe realizarse en retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los niveles de perforación, esto dará estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajaran como enormes pilares. (8)

No debe trabajarse en ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, En el que el disparador registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo. (8)

Tomar en consideración las discontinuidades, planos, fallas, zonas de fracturas especialmente si son paralelas a la caja de ser muy fuertes es preferible que deba quedar ese parte como pilar. (8)

2.8 Limpieza, acarreo y transporte de mineral para el método de minado *bench and fill*

La limpieza del mineral roto se realiza mediante *scooptram* de 6.0 yd³ provistos de control remoto hacia cámaras de acumulación o carguío directo, para desde aquí transportarlo mediante volquetes de 25 t, hasta la planta de beneficio de la unidad minera Chungar. El operador no tiene inconvenientes para operar el *scooptram* con el telemando hasta una distancia de 20 metros. (8)

2.9 Relleno detrítico para el método de minado *bench and fill*

Cuando se alcance con la limpieza del mineral roto el máximo spam permitido en los tajos de taladros largos, se procede inmediatamente al proceso de relleno con desmonte con ayuda de equipos de bajo perfil (*scooptram* y *dumper*), y donde se la altura de la labor lo permita, se usara volquetes con descarga directa, para lo cual debe haber una berma de seguridad para evitar que ceda el volquete en la plataforma de descarga. (8)

2.10 Sostenimiento para el método de minado *bench and fill*

Una vez cerrado el espacio abierto del tajo dejando la cara libre necesaria para el próximo disparo de taladros largos, se procede a realizar un nuevo desatado general y a completar todo sostenimiento deteriorado por la voladura, reforzando las nuevas zonas inestables producto del minado. (8)

Es necesario habilitar la labor y dejarla como estaba antes de la voladura, ya que servirá de subnivel de extracción en el siguiente corte. (8)

CAPÍTULO III

MÉTODO DE DESARROLLO DEL PROYECTO

3.4 Método y alcances de la investigación

3.1.1 Métodos de la investigación

a) Método general

En forma general se empleará el método científico, porque la investigación se elaboró en base a datos tomados en campo del área de operaciones en los trabajos de perforación y voladura en la unidad minera Chungar.

b) Método específico

El método específico que se empleó es el método experimental inductivo – deductivo. Tras la optimización de la perforación y voladura de los tajeos se deduce que ayuda a incrementar la producción de mineral para el método de minado *bench and fill* de la veta Guisela, de la unidad minera Chungar.

3.1.2 Alcances de la investigación

a) Tipo de investigación

La investigación es de diseño no experimental, porque se tiene como objetivo principal determinar la optimización de la perforación y voladura de los tajeos del método de minado *bench and fill*, esta mejora ayudara a incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, de la unidad minera Chungar.

b) Nivel de investigación

La investigación es de nivel descriptivo, porque trata de dar a conocer de qué

manera la optimización de la perforación y voladura de los tajeos del método de minado *bench and fill* ayuda a incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, de la unidad minera Chungar.

3.5 Diseño de la investigación

El diseño de la investigación es experimental.

3.6 Población y muestra

3.3.2 Población

Todas los tajeos de la unidad minera Chungar.

3.3.3 Muestra

El tajeo de la veta Guísela del Nv 1400, de la unidad minera Chungar.

3.7 Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.3.4 Técnicas utilizadas en la recolección de datos

En la presente investigación se realizará la recolección de datos en campo del área de operaciones mediante la técnica observacional y procesamiento de datos pasados y actuales en la operación de perforación y voladura.

Para la recolección de datos de perforación y voladura, informes diarios, informes mensuales y anuales, se usó tesis, libros, catálogos del equipo de perforación y laptop para el procesamiento de los datos.

3.3.5 Instrumentos utilizados en la recolección de datos

Para la investigación se utilizará como instrumento de campo: cuaderno de notas, planos, reporte de operaciones de perforación y voladura de la unidad minera Chungar.

3.3.6 Metodología de trabajo

Para lograr los objetivos planteados, se propone la siguiente metodología de trabajo:

- **Variables no controlables:**
 - ✓ Características geomecánicas del macizo rocoso

- ✓ Geología local, regional y estructural
- ✓ Hidrología y condiciones climatológicos

- **Variables controlables:**

- ✓ Geométricas, (burden, espaciamento, diámetro, longitud de taladros.)
- ✓ Fisicoquímicas (densidad, velocidad de detonación, volumen de la mezcla explosiva) y de tiempo (retardo y secuencia) operativos (experiencia del personal, fragmentación).

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1 Evaluación de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para incrementar la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar

Para la optimización de la perforación y voladura se procedió a evaluar el estudio geomecánico del macizo rocoso del tajeo de la veta Guisela del Nv 1400, para mejorar la perforación y voladura.

4.1.1 Clasificación geomecánica del macizo rocoso veta Guisela

A partir de la caracterización geomecánica de la masa rocosa, según el sistema de valoración RMR 89 de Bieniawski, la masa rocosa se agrupa y encarna caracterizándola geomecánicamente por espacios primarios (caja de techo, veta, caja de piso) mediante el marco de valoración RMR 89 de Bieniawski, cuyo esquema se muestra en la tabla adjunta.

Tabla 7. Sistema de valoración RMR 89 de Bieniawski

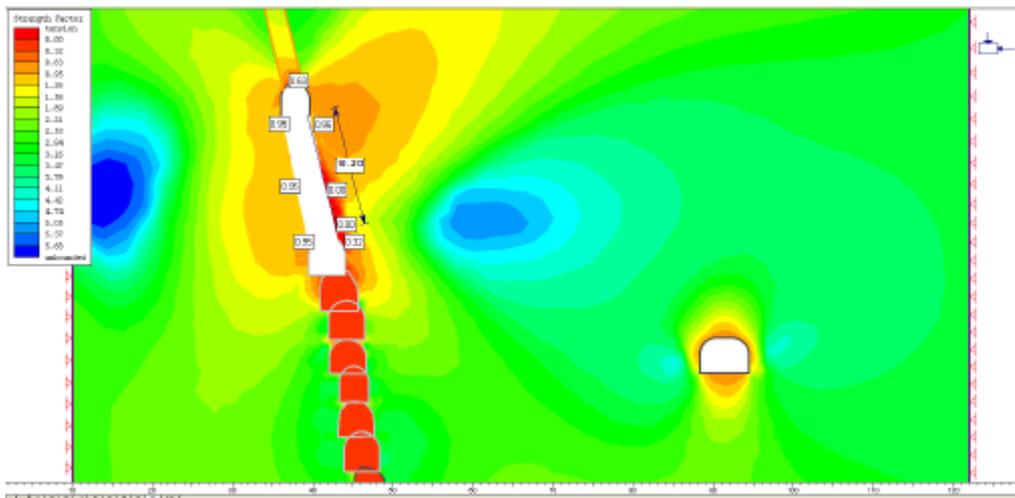
CLASIFICACION GEOMECANICA RMR 89 (BIENIANSKY) MACIZO ROCOSO VETA CARMEN			
Límite Estructural	RMR	Descripción del Macizo Rocosos	
		Clasificación	Tipificación
Veta	35 - 45	Mala A- Regular B	IVA - IIIB
Caja Techo	20 – 25	Muy Mala – Mala B	IV - IVB
Caja Piso	20 – 30	Muy Mala – Mala B	IV-IVB

Tomada de Departamento de Geomecánica (7)

4.1.2 Análisis geomecánico sección transversal de la perforación de taladros largos con banco de 10 metros de altura

Se realizó la simulación con el software Phase para ver si el tajeo utilizado de 10 metros para el método de minado *bench and fill* es viable, evaluando el factor de seguridad óptimo.

En la siguiente figura se muestra el análisis del estudio geomecánico.



**Figura 6. Labor para taladros largos antes del disparo donde se puede apreciar el F.S: mayores a 1.26.
Tomada de Departamento de Geomecánica (7)**

Interpretación: después de realizar el análisis del estudio geomecánico para el método de minado *bench and fill*, se tiene un factor de seguridad de 1.26, lo cual es óptimo al ser mayor que 1.

4.1.3 Análisis del cálculo del número de estabilidad para el método de explotación Bench and Fill

En la siguiente tabla se muestra el cálculo de Q de Barton

Tabla 8. Cálculo de Q de Barton

UBICACIÓN	RQD	J _n	J _r	J _a	Q'	RMR
CAJA TECHO	25	15	1.0	4.0	0.417	36.121
VETA	40	9	1.5	2.0	3.333	54.836
CAJA PISO	25	15	1.0	4.0	0.417	36.121

Tomada de Departamento de geomecánica (7)

Interpretación:

De acuerdo con lo analizado, el método de minado *bench and fill*, está dentro de lo permisible para la unidad minera, debido al grado de fracturamiento y calidad de roca que presenta.

El tajo de la veta Guisela debe tomar en cuenta este análisis y diseñado para estar dentro o acercarse a los valores límites mínimos permisibles de factor de seguridad (1.10 - 1.20).

Se debe realizar evaluaciones del comportamiento *in situ*, evaluaciones de las excavaciones cercanas a dicho tajo conforme avance su explotación, debido que serán afectados en su estabilidad por reordenamiento de esfuerzos.

Con este análisis del estudio de la caracterización geomecánica se detalla que si es factible y viable contar con una altura de banco de 10 metros de nivel a nivel.

4.2 Aplicación del modelo algorítmico de Langefors en el incremento de la producción de mineral de la veta Guísela, unidad minera Chungar.

Para mejorar el diseño de malla de la perforación y voladura se procedió a realizar los cálculos del modelo algorítmico de Langefors.

4.2.1 Diseño de la malla de perforación y voladura con el modelo algorítmico de Langefors

Se procedió a realizar los cálculos para el replanteo del *burden* y espaciamiento con el modelo algorítmico de Langefors.

$$B1_{max} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{P \times S}{c \times f \times (E/B)}}$$

$$B2_{max} = 0.046 \times D$$

$$f_1 = 0.046 \quad 33.00$$

$$BP1 = B_{max} - 2 \times D - 0.02 \times L$$

$$BP2 = B_{max} - 0.1 - 0.03 \times L$$

DENSIDAD DE CARGA (dc)

$$dc = 0.3405 \times d \times D^2 \quad D : \text{en pulgadas ; dc en lb/ft}$$

$$f = \text{Coeficiente} \quad 0.3405 \quad 36$$

$$dc = P \times (D/36)^2 \quad D : \text{en mm}$$

$$1 \text{ft} = 0.30 \quad \text{mt}$$

$$1 \text{m} = 3.28 \quad \text{ft}$$

$$1 \text{Kg} = 2.21 \quad \text{lb}$$

GRADO DE RETACADO (P)

$$P = dc \times (36/D)^2 \quad dc : \text{en Kg/mt}$$

En la siguiente tabla se muestra los Parámetros para el cálculo del burden máximo (B, max)

Tabla 9. Parámetros de cálculo del burden máximo (B, max)

	Caso	Caso	Caso	Caso
	1	2	3	4
D Diámetro del taladro (mm)	63	63	63	63
C Constante de la roca	0.985	0.985	0.985	0.985
se toma lo siguiente:				
c=0.3 + 0.75 Rocas medias (1.05)				
c=0.4 + 0.75 Rocas duras (1.15)				
RMR	35	35	35	35
Descripción del RMR	MALA	MALA	MALA	MALA
f Factor de fijación	1.3	1.3	1.3	1.3
Taladros verticales f : 1.00				
Taladros inclinados - 3:1 f : 0.90				
Taladros inclinados - 2:1 f : 0.85				
Relación entre Espaciamiento y				
E/B Burden	1	1.25	1.5	1.7
dc Densidad de carga (g/cm3)	0.84	0.84	0.84	0.84
Potencia relativa en peso del				
PRP explosivo	1.21	1.21	1.21	1.21
L Longitud de taladro (m.)	10	10	10	10

La relación del *burden* y espaciamiento es en relación con el diseño de la malla de perforación y voladura, para la investigación se tomó:

- ✓ La relación de B/E es igual a 1 para una malla cuadrada
- ✓ La relación de B/E es igual a 1.25, 1.5 y 1.7 son para malla rectangulares.

a) Caso 1 para una malla cuadra

- **Cálculo del *burden* máximo (B Máx.)**

$$B_{max.} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{C \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$B_{max.} = \frac{63}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1)}}$$

$$B_{max.} = 1.70 \text{ m}$$

- **Cálculo del *burden* práctico (BP 1.)**

$$BP\ 1 = B_{max} - \frac{2 \times D}{1000} - 0.02 \times L$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$BP\ 1 = 1.70 - \frac{2 \times 63}{1000} - 0.02 \times 10$$

$$BP\ 1 = 1.37 \text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento (E)**

$$E = \frac{BP\ 1}{\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$E = 1.37/1$$

$$E = 1.37 \text{ m}$$

b) Caso 2 para una malla semirectangular.

- **Cálculo del *burden* máximo (B Máx.)**

$$B_{max.} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{C \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$B_{max.} = \frac{63}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1.25)}}$$

$$B_{max.} = 1.52 \text{ m}$$

- **Cálculo del *burden* práctico (BP 1.)**

$$BP\ 1 = B_{max} - \frac{2 \times D}{1000} - 0.02 \times L$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$BP\ 1 = 1.52 - \frac{2 \times 63}{1000} - 0.02 \times 10$$

$$BP\ 1 = 1.20 \text{ m}$$

- **Cálculo del espaciamento (E)**

$$E = \frac{BP\ 1}{\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$E = 1.20/1.25$$

$$E = 1.49 \text{ m}$$

c) Caso 3 para una malla rectangular

- **Cálculo del *burden* máximo (B Máx.)**

$$B_{max.} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{C \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$B_{max.} = \frac{63}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1.5)}}$$

$$B_{max.} = 1.39 \text{ m}$$

- **Cálculo del *burden* práctico (BP 1.)**

$$BP\ 1 = B_{max} - \frac{2 \times D}{1000} - 0.02 \times L$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$BP\ 1 = 1.39 - \frac{2 \times 63}{1000} - 0.02 \times 10$$

$$\mathbf{BP\ 1 = 1.06\ m}$$

- **Cálculo del espaciamiento (E)**

$$E = \frac{BP\ 1}{\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$E = 1.06/1.5$$

$$\mathbf{E = 1.59\ m}$$

d) Caso 4 para una malla muy rectangular

- **Cálculo del *burden* máximo (B Máx.)**

$$B_{max.} = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{dc \times PRP}{C \times f \times (E/B)}}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$B_{max.} = \frac{63}{33} \times \sqrt{\frac{0.84 \times 1.21}{0.985 \times 1.3 \times (1.7)}}$$

$$B_{máx.} = 1.30 \text{ m}$$

- **Cálculo del *burden* práctico (BP 1.)**

$$BP\ 1 = B_{max} - \frac{2 \times D}{1000} - 0.02 \times L$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$BP\ 1 = 1.30 - \frac{2 \times 63}{1000} - 0.02 \times 10$$

$$BP\ 1 = 0.98\ m$$

- **Cálculo del espaciamiento (E)**

$$E = \frac{BP\ 1}{\left(\frac{E}{B}\right)}$$

Reemplazando para el cálculo del *burden* máximo (B Máx.)

$$E = 1.06/1.7$$

$$E = 1.66\ m$$

Para el minado por *bench and fill*, se tiene una malla rectangular del caso 3 que la E/B es igual a 1.5, observando que el *burden* practico es 1.06 metros y el espaciamiento es de 1.59 metros.

Replanteo del *burden* y espaciamiento en campo:

- **Cálculo del *burden* replanteado (Br)**

$$Br = Bp - Bp \times 25\%$$

Donde

- ✓ *Burden* práctico (BP)
- ✓ *Burden* replanteado (Br)

Reemplazando

$$Br = 1.06 - 1.06 \times 25\%$$

$$Br = 0.80\ m$$

- **Cálculo del Espaciamiento replanteado (Er)**

$$Er = E - E \times 25\%$$

Donde

- ✓ Espaciamiento (E)
- ✓ Espaciamiento replanteado (Er)

$$Er = 1.59 - 1.59 \times 25 \%$$

$$Er = 1.20 \text{ m}$$

4.2.2 Distribución de taladros del diseño de la malla de perforación y voladura de los taladros de producción

En la siguiente figura se muestra el diseño de malla de perforación y voladura de los taladros de producción en el tajeo.

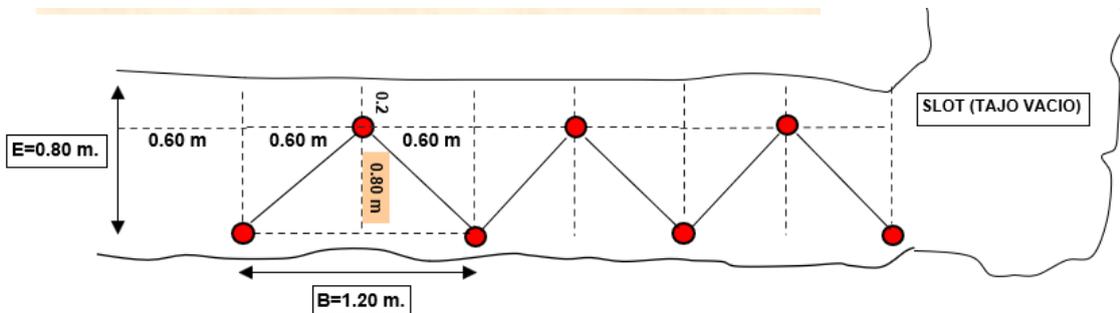


Figura 7. Diseño de malla de perforación y voladura de los taladros de producción en el tajeo

a) Carguío para la voladura de los taladros de producción

En la siguiente figura, se muestra el carguío de los taladros de producción del primer tramo.

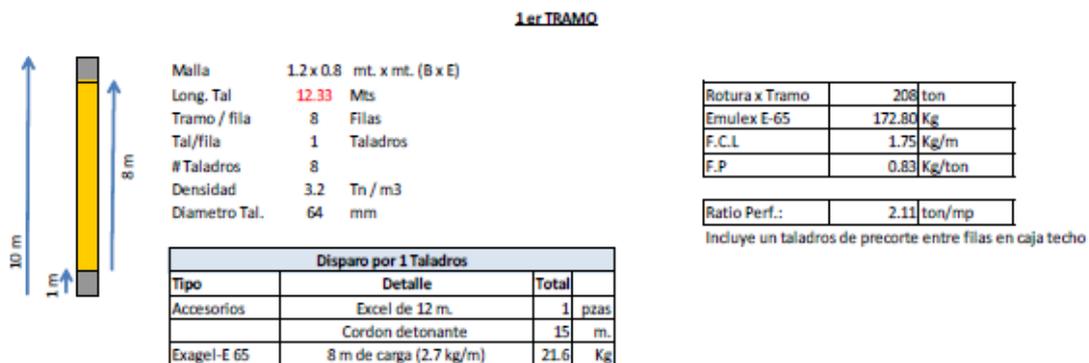


Figura 8. Diseño de carga en taladros de producción del primer tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura se muestra el carguío de los taladros de producción del segundo tramo.

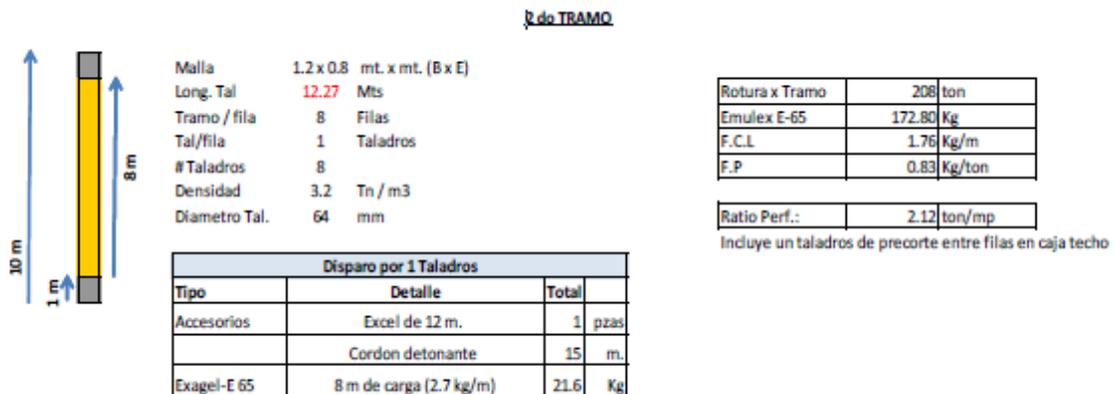


Figura 9. Diseño de carga en taladros de producción del segundo tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura, se muestra el carguío de los taladros de producción del tercer tramo.

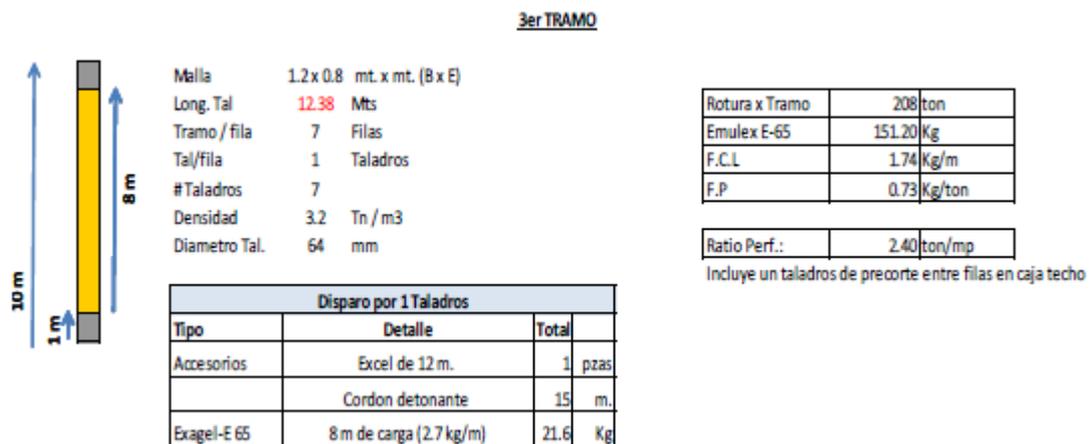


Figura 10. Diseño de carga en taladros de producción del tercer tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura se muestra el carguío de los taladros de producción del cuarto tramo.

4 to TRAMO

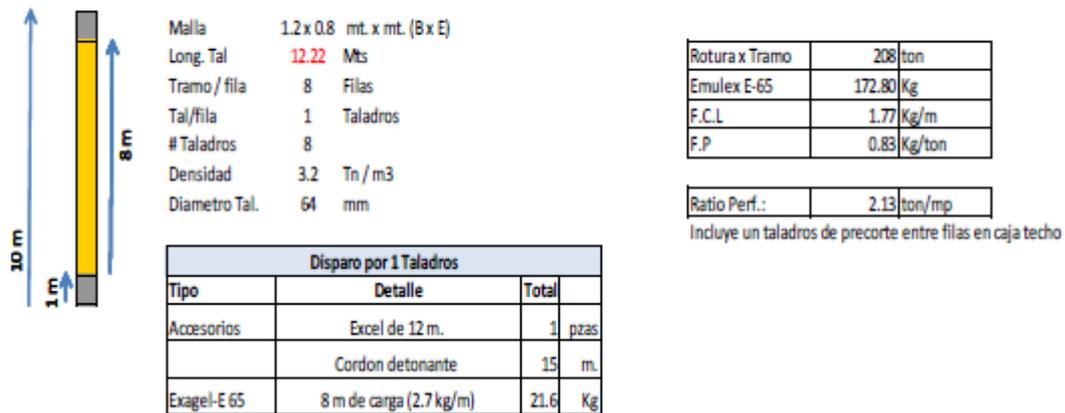


Figura 11. Diseño de carga en taladros de producción del cuarto tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura, se muestra el carguío de los taladros de producción del quinto tramo.

5 to TRAMO

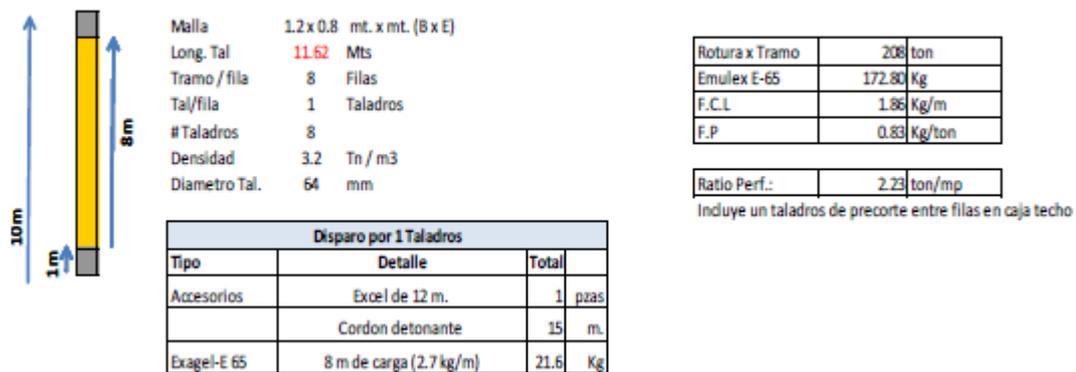


Figura 12. Diseño de carga en taladros de producción del quinto tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura, se muestra el carguío de los taladros de producción del sexto tramo.

6to TRAMO

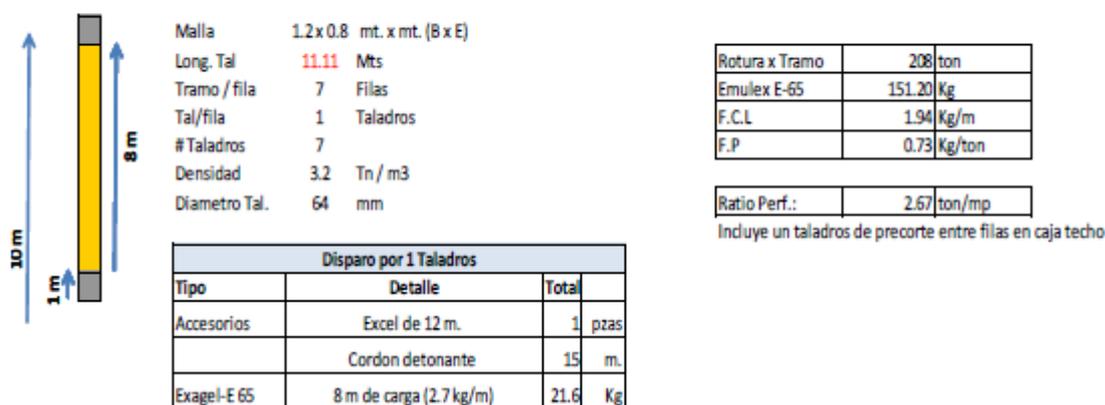


Figura 13. Diseño de carga en taladros de producción del sexto tramo carga neta de 8 metros

En la siguiente figura, se muestra el carguío de los taladros de producción del séptimo tramo.

7mo TRAMO

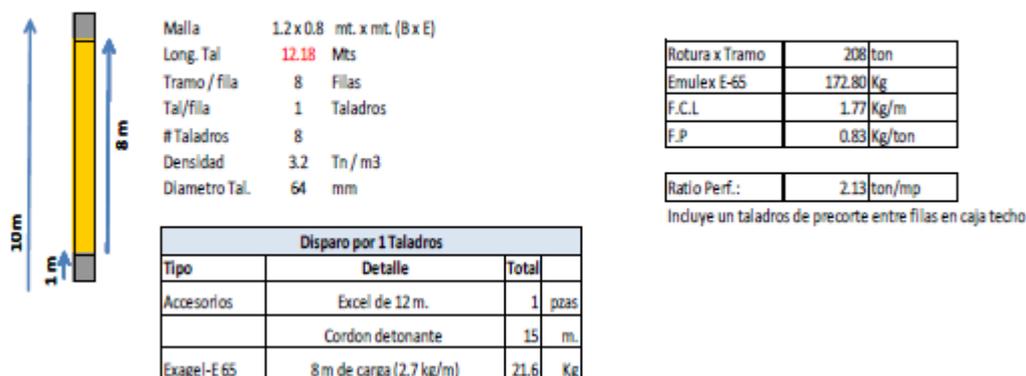


Figura 14. Diseño de carga en taladros de producción del séptimo tramo carga neta de 8 metros

Interpretación

El diseño de malla de perforación y voladura para cada tramo se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 10 metros, lo que genera un aumento de la producción de mineral a extraer, gracias al estudio geomecánico es factible optar una altura de banco de 10 metros y anteriormente se estaba minando con una altura de banco de 6 metros.

4.3 Análisis de la optimización de la perforación y voladura de los tajeos para reducir el costo de minado del método de explotación *bench and fill* de la veta Guísela, unidad minera Chungar

La altura de banco anteriormente se estaba minado con 6 metros lo cual se tenía una baja producción de mineral, hoy en día gracias a la evaluación geomecánica se tiene una mejora de la altura de banco de 10 metros, se incrementó la producción y se redujo el costo de minado por tonelada en toda la operación para ello se realizó los análisis comparativos de los siguientes ítems:

- ✓ Análisis comparativo de la perforación
- ✓ Análisis comparativo de la voladura
- ✓ Análisis comparativo de la limpieza
- ✓ Parámetros de rotura del mineral
- ✓ Comparación del tiempo de explotación *bench and fill*
- ✓ Comparación del costo de minado del método de explotación *bench and fill*

4.3.1 Análisis comparativo de la perforación

Se realizó un comparativo de análisis del método de minado *bench and fill* de la situación actual con una altura de banco de 6 metros y la situación óptima con una altura de banco de 10 metros. debemos de tener en cuenta que tajeando a 6 metros el tajo, nos llevaría más tiempo que realizado un tajeo en 10 metros lo cual justifica para el siguiente análisis.

En la siguiente tabla, se muestra el análisis comparativo del costo de perforación por m³ para este método de minado *bench and fill*.

Tabla 10. Análisis comparativo del costo de perforación por m³ para el método de minado bench and fill

Método de minado - bench and fill Situación actual: altura de banco de 6 m		Método de minado - bench and fill Situación óptima: altura de banco de 10 m	
Tipo de perforación	Vertical	Tipo de perforación	Vertical
Diámetro de taladros	64.0mm	Diámetro de taladros	64.0 mm
Rendimiento perforación	0.9 Tal/h	Rendimiento perforación	0.8 Tal/h
Perforadora	COP 1238	Perforadora	COP 1238
Longitud de taladros	6.00 m	Longitud de taladros	10.00 m
Burden	1.10 m	Burden	1.20 m
Espaciamiento	0.50 m	Espaciamiento	0.80 m
Área de rotura por taladro	0.55 m ²	Área de rotura por taladro	0.96 m ²
Volumen de rotura por taladro	3.30 m ³	Volumen de rotura por taladro	9.60 m ³
Precio de perforación	\$7.70/m tal	Precio de perforación	\$7.70/m tal
Costo de perforación por m ³	\$14.00/m³	Costo de perforación por m ³	\$8.02/m³

Interpretación:

Como se sabe, el mineral extraído es el que paga las operaciones, al extraer más tonelaje los costos unitarios bajan, se reducen; es por ello de la tabla se tiene lo siguiente:

- ✓ De la tabla se observa la comparación del análisis en dos escenarios el actual y el óptimo del costo de perforación
- ✓ En la situación actual se tiene una longitud de taladro de 6 metros y el costo de perforación es de 14.00 \$/m³.
- ✓ En la situación óptima se tiene una longitud de taladro de 10 metros y el costo de perforación es de 8.02 \$/m³.

4.3.2 Análisis comparativo de la voladura

En la siguiente tabla, se muestra el análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m³ para el método de minado *bench and fill*.

Tabla 11. Análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m³ para el método de minado *bench and fill*

Método de minado - <i>bench and fill</i> Situación actual: altura de banco de 6 m				Método de minado - <i>bench and fill</i> Situación óptima: altura de banco de 10 m					
Tipo de explosivo	emulex E-65			Tipo de explosivo	emulex E-65				
Tipo de iniciador	Fanel			Tipo de iniciador	Fanel				
Booster	Dinamita			Booster	Dinamita				
Factor de potencia	1.00 kg/m ³			Factor de potencia	0.97 Kg/m ³				
emulex E-65	3.300 kg	S/.	1.49	\$0.427/m ³	emulex E-65	9.312 kg	S/.	1.49	\$0.414/m ³
Dinam 1 1/2"x12"	0.390 kg	S/.	6.27	\$0.212/m ³	Dinam 1 1/2"x12"	0.390 kg	S/.	6.27	\$0.073/m ³
Fanel	1.00 unid	S/.	5.25	\$0.455/m ³	Fanel	1.00 unid	S/.	5.25	\$0.156/m ³
Cordón detonante	1.100 m	S/.	0.39	\$0.037/m ³	Cordon detonante	1.200 m	S/.	0.39	\$0.014/m ³
Fulminante #6	0.08 unid	S/.	0.28	\$0.002/m ³	Fulminante #6	0.08 unid	S/.	0.28	\$0.001/m ³
Guia seguridad	0.640 m	S/.	0.26	\$0.015/m ³	Guia seguridad	0.640 m	S/.	0.26	\$0.005/m ³
Conector	0.08 unid	S/.	0.28	\$0.002/m ³	Conector	0.08 unid	S/.	0.28	\$0.001/m ³
Mecha rápida	0.040 m	S/.	0.85	\$0.003/m ³	Mecha rápida	0.040 m	S/.	0.85	\$0.001/m ³
Cuadrilla de carguío	2 peones				Cuadrilla de carguío	2 peones			
Costo mano de obra	\$ 700 /mes				Costo Mano de Obra	\$ 700 /mes			
Rendimiento	16.00 Hr/disp	15 disp/mes			Rendimiento	16.00 Hr/disp	15 disp/mes		
Taladros por disparo	60 tal				Taladros por disparo	60 tal			
Costo MO para carguío	\$ 93 /disp				Costo MO para carguío	\$ 93 /disp			
Costo MO para carguío	\$ 1.6 /tal				Costo MO para carguío	\$ 1.6 /tal			
Costo MO para carguío				\$0.47/m ³	Costo MO para carguío				\$0.16/m ³
Equipo de carguío	ANFO LOADER				Equipo de carguío	ANFO LOADER			
Costo Eq para carguío	\$ 20,000				Costo Eq para carguío	\$ 20,000			
Vida útil Eq para carguío	8,000 tal				Vida útil Eq para carguío	8,000 tal			
Costo Eq para carguío				\$0.76/m ³	Costo Eq para carguío				\$0.26/m ³
costo de total de voladura				\$2.38/m ³	costo de total de voladura				\$1.09/m ³

Interpretación:

De la tabla, se observa la comparación del análisis en dos escenarios el actual y el óptimo del costo de carguío

- ✓ En la situación actual se tiene un costo total de voladura es de 2.38 \$/m³.
- ✓ En la situación óptima se tiene un costo total de voladura es de 1.09 \$/m³

4.3.3 Análisis comparativo de la limpieza

En la siguiente tabla se muestra el análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m³ para el método de minado *bench and fill*.

Tabla 12. Análisis comparativo del costo de carguío en dólares por m³ para el método de minado bench and fill

Método de minado - bench and fill Situación actual: altura de banco de 6 m		Método de minado - bench and fill Situación óptima: altura de banco de 10 m	
Equipo de acarreo	Scoop ST-710	Equipo de acarreo	Scoop ST-710
Capacidad de acarreo	7.00 t	Capacidad de acarreo	7.00 t
Mando a control remoto	SI	Mando a control remoto	SI
Distancia promedio de limpieza	200 m	Distancia promedio de limpieza	200 m
Rendimiento scoop	18.0 m ³ /H-M	Rendimiento scoop	18.0 m ³ /H-M
T traslado hacia el frente	0.50 H-M	T traslado hacia el frente	0.50 H-M
T limpieza	11.00 H-M	T limpieza	32.00 H-M
T traslado de retorno	0.50 H-M	T traslado de retorno	0.50 H-M
Rendimiento global scoop	16.5 m ³ /H-M	Rendimiento global scoop	17.5 m ³ /H-M
Costo H-M Scoop (a todo costo)	\$ 60.00 /H-M	Costo horario (a todo costo)	\$ 60.00 /H-M
Vol. total acarreado (m ³ in-situ)	198.00 m ³	Vol. total acarreado (m ³ in-situ)	576.00 m ³
Costo Limpieza con scoop	\$3.64/m³	Costo Limpieza con scoop	\$3.44/m³

Interpretación:

De la tabla se observa la comparación del análisis en dos escenarios el actual y el óptimo del costo de limpieza

- ✓ En la situación actual se tiene un costo total de limpieza es de 3.64 \$/m³.
- ✓ En la situación óptima se tiene un costo total de limpieza es de 3.44 \$/m³.

4.3.4 Parámetros de rotura del mineral

La rotura programada en la veta Guísela, tiene un valor del mineral *in situ* de 29.60 \$/t.

En la siguiente tabla se muestra la descripción del mineral y desmonte

Tabla 13. Descripción del mineral y desmonte

MINERAL		DESMONTE		
Longitud	100 m	Longitud	20 m	
Alto	55 m	Alto	55 m	
Ancho	6 m	Ancho	5 m	
Volumen	33,000 m ³	Volumen	5,500 m ³	16.7%

4.3.5 Comparación del ciclo de vida de la explotación *bench and fill*

En la siguiente tabla, se muestra el análisis comparativo del ciclo de vida de la explotación para el método de minado *bench and fill*.

En la siguiente tabla, se muestra los parámetros para la evaluación del ciclo de vida de la mina en función al método de minado

Tabla 14. Análisis comparativo de los parámetros para la evaluación del ciclo de vida del método de minado bench and fill

Método de minado - bench and fill Situación actual: altura de banco de 6 m		Método de minado - bench and fill Situación óptima: altura de banco de 10 m	
Recuperación	85 %	Recuperación	85 %
Dilucion	9 %	Dilucion	10 %
Horas Efectivas Trabajo por Gdia	8 h	Horas Efectivas Trabajo por Gdia	8 h
Altura de corte	6 m	Altura de corte	10 m
Longitud de corte	100 m	Longitud de corte	100 m
Ancho de corte promedio	6 m	Ancho de corte promedio	6 m
Volumen de mineral por corte	3,060 m ³	Volumen de mineral por corte	5,100 m ³
Volumen de desmonte por corte	255 m ³	Volumen de desmonte por corte	425 m ³
Volumen total por corte	3,315 m ³	Volumen total por corte	5,525 m ³
Tiempo de perforacion	1116 h	Tiempo de perforacion	719 h
Tiempo de carguio	268 h	Tiempo de carguio	153 h
Tiempo de ventilacion 2.0 h/disp	33 h	Tiempo de ventilacion 2.0hr/disp	19 h
Tiempo de desatado	0 h	Tiempo de desatado	0 h
Tiempo de limpieza	201 h	Tiempo de limpieza	317 h
Tiempo construcción tapones R/H	134 h	Tiempo construcción tapones R/H	77 h
Tiempo de relleno hidráulico	74 h	Tiempo de relleno hidráulico	123 h
Ciclo de minado	1,826 h	Ciclo de minado	1,408 h
Ciclo de minado	228.3 G días	Ciclo de minado	176.0 G días
Ciclo de minado	114.1 días	Ciclo de minado	88.0 días
Ritmo de minado mensual	2,735 t/mes	Ritmo de minado mensual	5,911 t/mes
Reservas diluidas	103,953 t	Reservas diluidas	104,907 t
Vida del stope	38.0 meses	Vida del stope	18.0 meses

Interpretación:

De la tabla e observa la comparación del análisis en dos escenarios el actual y el óptimo del ciclo de minado *bench and fill*.

- ✓ En la situación actual el tiempo del ciclo de minado es de 38 meses en funcion a los parametros de la descriccion del mineral.

- ✓ En la situación óptima el tiempo del ciclo de minado es de 18 meses en funcion a los parametros de la descriccion del mineral

4.3.6 Comparación del costo de minado del método de explotación *bench and fill*

Para la evaluación del costo de minado se analizó la rotura del mineral y desmonte, el sostenimiento, los trabajos de los subniveles, galería realce accesos desatado de los hastiales y la realización de la chimenea correspondientemente.

En la siguiente tabla se muestra el costo de minado para el método de explotación *bench and fill* en la veta Guísela Nv 1400

Tabla 15. Comparación del costo de minado para el método de explotación bench and fill en la veta Guisela Nv 1400

Método de minado - bench and fill				Método de minado - bench and fill			
Situación actual: altura de banco de 6 m				Situación óptima: altura de banco de 10 m			
Rotura mineral	28,050 m ³	\$22.40/m ³	\$ 628,262	Rotura mineral	28,050 m ³	\$13.63/m ³	\$ 382,380
Rotura desmonte	2,750 m ³	\$22.40/m ³	\$ 61,594	Rotura desmonte	2,750 m ³	\$13.63/m ³	\$ 37,488
Sostenimiento	30,800 m ³	\$1.30/m ³	\$ 40,040	Sostenimiento	30,800 m ³	\$0.98/m ³	\$ 30,030
Subnivel 3.0x3.0	200 m	\$222.29/m	\$ 44,457	Subnivel 3.0x3.0	150 m	\$222.29/m	\$ 33,343
Galería 3.5x3.0	480 m	\$306.86/m	\$ 147,291	Galería 3.5x3.0	360 m	\$306.86/m	\$ 110,469
Realce accesos	0 m ³	\$8.47/m ³	\$ -	Realce accesos	0 m ³	\$8.47/m ³	\$ -
Desq mineral hastiales	2,250 m ³	\$22.40/m ³	\$ 50,395	Desq mineral hastiales	1,500 m ³	\$13.63/m ³	\$ 20,448
Ch. de arranque	120 m	\$118.57/m ³	\$ 14,229	Ch. de arranque	120 m	\$118.57/m ³	\$ 14,229
			\$ 986,268				\$ 628,387
Costo de minado			\$ 9.49/t	Costo de minado			\$ 5.99/t

Interpretación:

Los trabajos de preparación de subniveles como de galerías principales para ambos tajeos en 6 metros, nos lleva a realizar más trabajos de preparación mientras en el tajeo de 10 metros nos lleva a reducir los trabajos de preparación. En suma, esto se justifica en su rentabilidad en el mineral en toneladas a extraer con el tajeo de 10 metros asiendolo factible y viable.

De la tabla, se observa la comparación del análisis en dos escenarios el actual y el óptimo del ciclo de minado *bench and fill*

- ✓ En la situación actual el costo de minado se tiene 8.69 \$/t.
- ✓ En la situación óptima el costo de minado se tiene 6.73 \$/t.

La optimización del costo de minado es de 1.96 \$/t, empleando taladros de 10 metros de longitud respectivamente.

CONCLUSIONES

1. El análisis del estudio geomecánico para el método de minado *bench and fill*, para una altura de banco de 10 metros, se tiene un factor de seguridad de 1.26, lo cual es óptimo para continuar con el ciclo de minado.
2. La aplicación del modelo algorítmico de Langeford es favorable para realizar el replanteo el diseño de malla de perforación y voladura, evaluando los 7 tramos planteados con sus respectivas mallas de perforación y voladura. Para cada tramo, se evaluó en función al estudio geomecánico realizado anteriormente para una altura de banco de 10 metros, lo cual genera un aumento de la producción de mineral a extraer, ya que el anterior diseño de malla de perforación y voladura del tajeo es de 6 metros de altura de banco respectivamente.
3. La comparación del análisis en dos escenarios de la perforación que se tiene en la situación actual arroja una longitud de taladro de 6 metros con un costo de perforación de 14.00 $\$/m^3$ y en la situación óptima se tiene una longitud de taladro de 10 metros y el costo de perforación es de 8.02 $\$/m^3$, optimizando en 5.98 $\$/m^3$ en la situación óptima.
4. La comparación del análisis en dos escenarios en la voladura presenta, en la situación actual, un costo total de voladura de 2.38 $\$/m^3$ y en la situación óptima se tiene un costo total de voladura de 1.09 $\$/m^3$, optimizando en 1.29 $\$/m^3$ en la situación óptima.
5. La comparación del ciclo de vida de la explotación *bench and fill*, en el análisis de los dos escenarios en la situación actual el tiempo del ciclo de minado, es de 38 meses en función a los parámetros del mineral y en la situación óptima el tiempo del ciclo de minado es de 18 meses, reduciendo el ciclo de minado en 20 meses la situación óptima.

6. La comparación del costo de minado del método de explotación *bench and fill* del análisis en los dos escenarios, en la situación actual, el costo de minado se tiene 9.49 \$/t, y en la situación óptima el costo de minado se tiene 5.99 \$/t, optimizando en 3.50 \$/t en la situación óptima.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda realizar evaluaciones, *in situ*, del comportamiento de las excavaciones cercanas a dicho tajo conforme avance su explotación, debido que serán afectados en su estabilidad por reordenamiento de esfuerzos.
2. Se debe realizar evaluaciones, *in situ*, del comportamiento de las excavaciones cercanas a dicho tajeo de la veta Guísela conforme al avance de la explotación, debido que serán afectados en su estabilidad por reordenamiento de esfuerzos.
3. Se recomienda aplicar el modelo algorítmico de Langeford después de haber realizado la caracterización del macizo rocoso, para tener una buena viabilidad en el nuevo diseño de malla de perforación y voladura.
4. Se recomienda realizar una comparación de costos en función al costo de perforación, costo de la voladura, al costo de la limpieza y el costo de minado del método de explotación *bench and fill*, para saber si la optimización que se está planteando es factible y viable.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. ALARCON, Nicolas. Optimización de costos mediante reducción del factor de carga en roca mala - RMR 30 - 40 - Unidad San Cristobal Compañía Minera Volcan. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa, 2019, 161 pp.
2. CALDERON, Antonio. Optimización de las prácticas de perforación y voladura en el avance y producción de la minería de mediana escala (Unidad Minera Macdesa). Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Huancayo : Universidad Nacional del Centro del Peru, 2015, 131 pp.
3. PARRA, Gean. Reducción de la carga explosiva con el uso del explosivo emulnor, en la corona de labores de desarrollo para optimizar los costos de voladura en CIA Minera Macdesa. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Arequipa : Universidad Nacional de San Agustin de Arequipa, 2018, 158 pp.
4. ACARO, Tomi. Evaluación técnica del uso de la emulsión gasificada para la optimización del proceso de voladura de rocas en la mina Santa Clotilde 7-Chongoyape. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Chiclayo : Universidad Cesar Vallejo, 2020, 106 pp.
5. GAOMA GONZALES, Aderling Jesus. Optimización de la voladura, Mina la Virgen - de la Compañía Minera San Simón S.A. - Huamachuco Trujillo. Tesis (Título de Ingeniero de Minas). Piura : Universidad Nacional de Piura, 2015, 157 pp.
6. DEPARTAMENTO DE GEOLOGÍA DE LA UNIDAD MINERA CHUNGAR. *Estudio de las reservas y recursos minerales*. Yauli : Compañía Minera Volcan S. A. A, 2021.

7. DEPARTAMENTO DEL ÁREA DE GEOMECÁNICA . *Informe del estudio de la caracterización geomecánica de la unidad minera Chungar*. Yauli : Unidad minera Chungar, 2020.

8. DEPARTAMENTO DEL ÁREA DE GEOMECÁNICA. *Informe del estudio de planamiento unidad minera Chungar*. Yauli : Unidad minera Chungar, 2021.

ANEXOS

Anexo 1

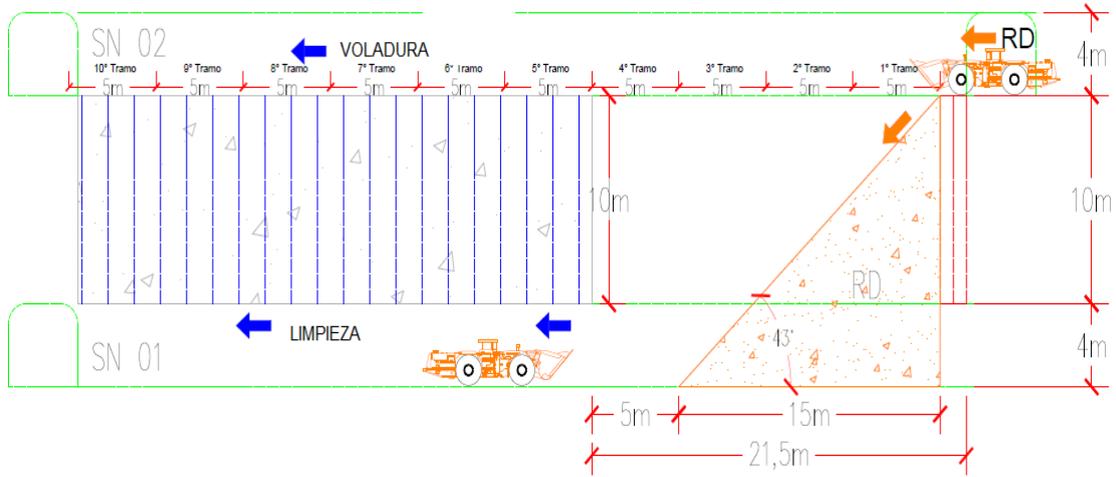
Matriz de Consistencia

Optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar

Problema general	Objetivo general	Hipótesis general
¿De qué manera influye la optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar?	Determinar la optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar.	La optimización de la perforación y voladura de los tajeos es factible y viable, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar.
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas
¿De qué manera influye la aplicación del modelo algorítmico de Langeford, para incrementar la producción de mineral de la veta Guisela, unidad minera Chungar?	Aplicar el modelo algorítmico de Langeford, para incrementar de la producción de mineral de la Veta Guisela, unidad minera Chungar.	La aplicación del modelo algorítmico de Langeford, es factible, para incrementar la producción de mineral de la Veta Guisela, unidad minera Chungar.
¿De qué manera influye la optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para reducir el costo de minado del método de explotación Bench and Fill, de la veta Guísela, unidad minera Chungar?	Determinar la optimización de la perforación y voladura de los tajeos, para reducir el costo de minado del método de explotación Bench and Fill, de la veta Guísela, unidad minera Chungar.	La optimización de la perforación y voladura de los tajeos es factible, para reducir el costo de minado del método de explotación Bench and Fill, de la veta Guísela, unidad minera Chungar.

Anexo 2

Diseño de relleno del método de minado *bench and fill*



Anexo 3

Diseño de malla de perforación y voladura - tajeo veta Guisela

