

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Aplicación de taladros largos para la reducción de costos
operativos en el tajo 012 del nivel 18 – zona La Oroya,
Compañía Minera Casapalca S. A. – 2019**

Alberto Diego Herrera

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2020

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 ser mi fortaleza en los momentos difíciles y por guiar mis pasos en toda mi carrera universitaria haciendo realidad esta meta anhelada.

A mi alma mater, Universidad Continental, a los docentes de la Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas por impartir sus conocimientos y experiencias en todos estos años de estudio.

Asimismo, a mi asesor el Ing. Jesús Fernando Martínez Ildefonso por su constante guía para realizar la presente investigación. A mis compañeros de estudio porque siempre confiaron en mi capacidad para poder lograr un objetivo más en mi carrera profesional y finalmente el agradecimiento más profundo para mis padres, ya que sin su apoyo constante hubiera sido imposible alcanzar este logro muy importante.

DEDICATORIA

A mis Padres: Felipe Diego Carrasco, Vacilia Herrera Lázaro, a mi familia, quienes me brindaron su apoyo incondicional para seguir adelante y son los grandes protagonistas de este sueño alcanzado.

ÍNDICE

| | |
|---|-----------|
| PORTADA..... | I |
| ASESOR | II |
| AGRADECIMIENTO | III |
| DEDICATORIA | IV |
| ÍNDICE | V |
| LISTA DE TABLAS | VII |
| LISTA DE FIGURAS..... | VIII |
| LISTA DE ANEXOS..... | IX |
| RESUMEN | X |
| ABSTRACT..... | XI |
| INTRODUCCIÓN | XII |
| | |
| CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | 13 |
| 1.1. Planteamiento y formulación del problema | 13 |
| 1.1.1. Formulación del problema | 14 |
| 1.2. Objetivos..... | 14 |
| 1.2.1. Objetivo general..... | 14 |
| 1.2.2. Objetivo específico..... | 14 |
| 1.3. Justificación e importancia..... | 15 |
| 1.3.1. Justificación | 15 |
| 1.3.2. Importancia | 15 |
| 1.3.3. Alcances y limitaciones..... | 15 |
| 1.4. Hipótesis..... | 15 |
| 1.4.1. Hipótesis general | 15 |
| 1.4.2. Hipótesis específica..... | 16 |
| 1.5. Identificación de variables | 16 |
| 1.5.1. Variable independiente | 16 |
| 1.5.2. Variable dependiente..... | 16 |
| | |
| CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO | 18 |
| 2.1. Antecedentes del problema | 18 |
| 2.2. Base teórica..... | 20 |
| 2.2.1. Información de la Unidad Minera Americana – Compañía Minera Casapalca S.A. . | 21 |
| 2.2.2. Método de explotación con taladros largos..... | 34 |
| 2.2.3. Análisis del índice de calidad de roca “Q” y “RMR” del macizo rocoso..... | 41 |
| 2.2.4. Modelos matemáticos para el cálculo de la malla de perforación..... | 44 |
| 2.2.5. Factores y parámetros de perforación de rocas | 46 |
| 2.2.6. Factores para el cálculo de distribución de los explosivos..... | 49 |
| 2.3. Definición de términos | 52 |
| | |
| CAPÍTULO III METODOLOGÍA..... | 56 |
| 3.1. Método, alcance y nivel de investigación..... | 56 |
| 3.1.1. Método de la investigación | 56 |
| 3.1.2. Alcance de la investigación..... | 56 |
| 3.1.3. Nivel de investigación | 56 |
| 3.2. Diseño de investigación..... | 56 |
| 3.3. Población y muestra | 57 |
| 3.3.1. Población | 57 |
| 3.3.2. Muestra..... | 57 |
| 3.4. Técnicas de recolección de datos..... | 57 |
| 3.4.1. Técnicas en la utilización de datos | 57 |

| | | |
|---|---|-----------|
| 3.4.2. | Instrumentos utilizados en la recolección de datos..... | 58 |
| CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIONES | | 59 |
| 4.1. | Descripción del Método de explotación reemplazada por taladros largos | 59 |
| 4.1.1. | Método de explotación utilizada..... | 59 |
| 4.2. | Cálculos y análisis geomecánicos del tajo (RQD - RMR) | 64 |
| 4.2.1. | Cálculo del índice RQD..... | 65 |
| 4.2.2. | Cálculo del índice de Q de Barton. | 66 |
| 4.2.3. | Cálculo del índice de Bieniawski o RMR 89..... | 66 |
| 4.3. | Influencia de la aplicación de taladros largos en el tajo | 68 |
| 4.3.1. | Descripción del método en el tajo 012 | 68 |
| 4.3.2. | Comparativo de dilución por los dos métodos en la explotación de este tajo. | 73 |
| 4.3.3. | Eficiencia y productividad de los métodos aplicados en el tajo..... | 74 |
| 4.4. | Cálculos de parámetros y diseño de malla de perforación para el Tajo 012 | 78 |
| 4.4.1. | Cálculos con los modelos matemáticos para el diseño de las mallas de perforación..... | 79 |
| 4.5. | Cálculos de consumo de explosivos en el Tajo 012 | 82 |
| 4.6. | Precios unitarios de los métodos corte y relleno y taladros largos | 86 |
| 4.6.1. | Costo de minado del método corte y relleno..... | 86 |
| 4.6.2. | Costo de minado del método de taladros largos..... | 88 |
| CONCLUSIONES | | 91 |
| RECOMENDACIONES | | 92 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS | | 93 |
| ANEXOS | | 94 |

LISTA DE TABLAS

| | |
|---|----|
| Tabla 1: Calcificación de roca según el índice Q de BARTON..... | 42 |
| Tabla 2: Desviaciones permitidas en taladros largos..... | 47 |
| Tabla 3: Clasificación de parámetros individuales utilizados en la clasificación de rocas..... | 65 |
| Tabla 4: Índice de calidad de roca de la veta..... | 66 |
| Tabla 5: Calcificación de roca según el índice Q de BARTON..... | 66 |
| Tabla 6: Descripción del cálculo del índice RMR de Bieniawski..... | 67 |
| Tabla 7: Resultados de GSI en tajo 012 nivel 18 zona La Oroya..... | 67 |
| Tabla 8: Explosivos usados en la voladura de los taladros largos..... | 71 |
| Tabla 9: Dilución de los métodos aplicados en el tajo..... | 74 |
| Tabla 10: Descripción de los recursos del tajo..... | 74 |
| Tabla 11: Indicadores para el cálculo de la productividad con el método de Corte y Relleno..... | 75 |
| Tabla 12: Indicadores de producción con el método de taladros largos..... | 76 |
| Tabla 13: Programa de producción mensual del método corte y relleno..... | 77 |
| Tabla 14: Programa de producción mensual del método con taladros largos..... | 77 |
| Tabla 15: Cumplimiento de producción por el método de corte y relleno..... | 78 |
| Tabla 16: Cumplimiento de producción por el método de taladros largos..... | 78 |
| Tabla 17: Cálculo de burden con el modelo matemático de Pearse..... | 79 |
| Tabla 18: Cálculo de Burden con el modelo matemático de Langerfords..... | 81 |
| Tabla 19: Distribución de carga para cada taladro..... | 85 |
| Tabla 20: Costos de operaciones (mano de obra) del Tajo 012..... | 86 |
| Tabla 21: Costos de operaciones (materiales) del tajo 012..... | 86 |
| Tabla 22: Costos de operaciones (explosivos) del tajo 012..... | 87 |
| Tabla 23: Costos de operaciones (herramientas) del Tajo 012..... | 87 |
| Tabla 24: Costos de operaciones (equipos) del Tajo 012..... | 87 |
| Tabla 25: Costos de operaciones (mano de obra) con taladros largos en el Tajo 012..... | 88 |
| Tabla 26: Costos de operaciones (materiales) con taladros largos en el Tajo 012..... | 88 |
| Tabla 27: Costos de operaciones (explosivos) con taladros largos en el tajo 012..... | 89 |
| Tabla 28: Costos de operaciones (herramientas) con taladros largos en el Tajo 012..... | 89 |
| Tabla 29: Costos de operaciones (equipos) con taladros largos en el Tajo 012..... | 89 |
| Tabla 30: Comparativo de los Costos de operaciones de ambos métodos en el Tajo 012..... | 90 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|--|----|
| Figura 1: Ubicación y acceso a la compañía minera Casapalca.S.A. | 22 |
| Figura 2: Formaciones geológicas de Casapalca..... | 28 |
| Figura 3: Sección transversal de la veta esperanza..... | 30 |
| Figura 4: Método de Sublevel Stopping. | 34 |
| Figura 5: Labores de preparación Sublevel stoping. | 36 |
| Figura 6: Perforación en negativo de la forma abanico. | 37 |
| Figura 7: Diseño de perforación en la forma de abanico..... | 38 |
| Figura 8: Scoop a control remoto. | 39 |
| Figura 9: Tipo de sostenimiento cable bolting para el método Sublevel stoping. | 40 |
| Figura 10: Alineación de barreno. | 46 |
| Figura 11: Estándar de chimenea en la compañía minera Casapalca.S.A. | 61 |
| Figura 12: Estándar de echadero buzón en compañía minera Casapalca S.A. | 62 |
| Figura 13: Diseño de relleno hidráulico en tajos convencionales..... | 64 |
| Figura 14: División del tajo para la explotación con taladros largo..... | 68 |
| Figura 15: Características de simba h157 / boomer h 104..... | 71 |
| Figura 16: Scooptram Tamrock Wagner LDH – 26. | 72 |
| Figura 17: Diseño de malla de perforación del slot. | 80 |
| Figura 18: Diseño de malla de perforación de taladros negativos en el tajo 012. | 81 |
| Figura 19: Carga del explosivo en el tajo 012. | 84 |
| Figura 20: Diseño de carguío para taladros negativos. | 85 |

LISTA DE ANEXOS

| | |
|---|-----|
| ANEXO 1: Matriz de consistencia. | 95 |
| ANEXO 2: Estratigrafía de la compañía minera Casapalca. | 97 |
| ANEXO 3: Cartilla de GSI Casapalca..... | 98 |
| ANEXO 4: Plano geomecánico nivel 012..... | 99 |
| ANEXO 5: Perforación con los equipos Simba..... | 100 |
| ANEXO 6: Medición de las desviaciones de taladros con el área de topografía. | 101 |
| ANEXO 7: Carguío de los explosivos de taladros negativos. | 102 |
| ANEXO 8: Diseño de la malla de perforación de todos los tajos..... | 103 |
| ANEXO 9: Diseño de malla de perforación de corte y relleno. | 104 |
| ANEXO 10: Parámetros del método de corte y relleno. | 105 |
| ANEXO 11: Costo de operaciones mineras con el método de corte y relleno. | 106 |
| ANEXO 12: Parámetros del método de taladros largos. | 107 |
| ANEXO 13: Costo de operaciones mineras con el método de taladros largos. | 108 |

RESUMEN

En la zona de La Oroya de la Compañía Minera Casapalca, se veía enfrentada a problemas de producción con el método de corte y relleno, no satisfacía la producción mensual programada, debido a que el Tajo 012 del nivel 18 tenía un cumplimiento del 85% al 90% de los 2000 Ton/mes toneladas programados; por tal razón, se presentaba el incumplimiento de producción afectando a las expectativas económicas de la empresa. En vista a este problema, la Compañía Minera Casapalca inicia las preparaciones para la explotación con el método de taladros largos de la forma de abanico para aumentar la producción para los próximos años, con la finalidad de alcanzar la máxima explotación del mineral bajo un nivel máximo de seguridad en el trabajo, y un mínimo costo en la producción del mineral, para este cambio se evaluó la calidad del macizo rocoso del tajo con un RMR de 52 en el mineral y 53 en las rocas circundantes a la vez se tomó en consideración el buzamiento de 78°, ante lo cual se decidió: calcular el burden de 1,50 m y 0,29 m de espaciamiento para los diseños de las mallas de perforación del slot y de los taladros de producción, asimismo se realizaron los cálculos de la cantidad de explosivos a usar por disparo con el resultado óptimo de 1,0 kg/m³ en el factor de potencia y la carga operante de 54,70kg . De este modo se trabajaba considerando la reducción del costo de operaciones que antes el costo en explosivos era de 2,95 US\$/Ton con el método de corte y relleno, hasta nuestra investigación el costo de explosivos en taladros largos de 2,13 US\$/Ton. De igual forma en el uso de equipos en C.R fue de 2,47 US\$/Ton y en T.L. es de 2,23 US\$/Ton. Así también en el consumo de materiales de C.R. fue de 1,67 US\$/Ton y en T.L. 0,82 US\$/Ton. Estas diferencias fueron muy decisivas en las predicciones antes de la toma de decisión para el cambio de método de explotación en la Compañía Minera Casapalca.

ABSTRACT

In the area of Oroya of the Casapalca mining company, it was faced with production problems with the method of cutting and filling, it did not satisfy the scheduled monthly production, because the pit 012 of level 18 had a compliance of 85% to 90 % of the 2000 Tons / month programmed tons, for this reason the non-compliance of production was presented affecting the economic expectations of the company, in view of this problem the mining company Casapalca starts the preparations for the exploitation with the method of long drills of the way of fan to increase the production for the next years, with the purpose of reaching the maximum exploitation of the mineral under a maximum level of safety in the work, and a minimum cost in the production of the mineral, for this change the quality was evaluated of the rocky massif of the pit with an RMR of 52 in the mineral and 53 in the surrounding rocks at the same time the 78° before which this was decided: calculate the burden of 1.50m was calculated. And 0.35m. Spacing for the designs of the slot drilling meshes and the production drills, the calculations of the amount of explosives to be used per shot were also made with the optimal result of 1.0kg / m³ in the power factor and the operating load of 54.70kg. In this way, we worked considering the reduction of the cost of operations that before the cost in explosive was US \$ 2.9 / Ton with the method of cutting and filling, until our investigation the cost of explosive in long drills is US \$ 2.13 / Ton. Similarly, in equipment use in C.R it was 2.47US \$ / Ton in T.L. It is US \$ 2.23 / Ton. So also in the consumption of materials of C.R. It was 1.67. US \$ / Ton. And in T.L. 0.82US \$ / Ton. These differences were very decisive in the predictions before the decision was made to change the exploitation method in the mining company Casapalca.

INTRODUCCIÓN

El presente trabajo de investigación intitulado, “APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS OPERATIVOS EN EL TAJO 012, DEL NIVEL 18 – ZONA LA OROYA COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A. 2019”. Este estudio describe los factores de trabajo operativo en la perforación y voladura con taladros largos en la forma de abanico para incrementar la extracción del mineral aumentando su rentabilidad productiva minimizando los costos de esta operación unitaria.

Nuestra investigación se ha desarrollado en cuatro capítulos que se describe a continuación:

Capítulo I: Planteamiento del estudio; definimos la problemática del tema y cómo la aplicación de taladros largos para la reducción de costos operativos en el tajo 012, del nivel 18 – zona La Oroya compañía minera Casapalca s.a. 2019.

Capítulo II: Marco teórico; en la investigación se han analizado diversas fuentes bibliográficas, como también tesis de diferentes investigadores relacionados al tema de la presente investigación, considerando necesario emplear las diversas fórmulas que se aplican en las voladuras de rocas de minería subterránea y superficial guiándose de los Manuales de López Jimeno y el Manual de Voladura de Exsa, para diseñar la malla de perforación.

Capítulo III: Metodología; se ha considerado aplicar el método de investigación científico, del método aplicativo con el nivel de investigación descriptivo correlacional.

Capítulo IV: Resultados; en este capítulo se ha realizado la demostración de cálculos para obtener resultados efectivos para la aplicación del tema.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

La Compañía Minera Casapalca, es una de las empresas dedicada a la explotación y extracción de los minerales polimetálicos (cobre, plata, zinc, plomo), siendo estos minerales de interés se ha tomado acertadas decisiones ya que en estos tiempos las grandes mineras tienen métodos de explotación masiva, y la Compañía Minera Casapalca ha optado a este cambio y en la actualidad explota su yacimiento mineral con el método de taladros largos en la forma de abanico.

Esta Compañía ha direccionado la explotación subterránea y enfocado su visión para ser una de las empresas con mayor producción de los minerales polimetálicos. También ha visionado en mejorar los resultados de producción, así como la mecanización de sus equipos, decidiendo un cambio de método de explotación en el Tajo 012, nivel 18 – Zona La Oroya, donde se aplicará el método de taladros largos enfocándose en el trabajo efectivo de perforación y voladura como también en la reducción de costos operativos a través de este método.

El propósito de la investigación se verá reflejado en la perforación y voladura en el método de explotación de taladros largos donde se controlará el consumo de los explosivos teniendo en cuenta las características geomecánicas del macizo rocoso de las rocas circundantes, por otro lado, se realizará el control exhaustivo de los costos operativos con el método mencionado ya que con el método de corte y relleno el margen de costos operativos eran muy elevados.

1.1.1. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

PROBLEMA GENERAL

¿Cómo influye la aplicación de taladros largos en la reducción de costos operativos en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca?

PROBLEMA ESPECÍFICO

¿Cuál es el diseño de malla de perforación para la aplicación de taladros largos en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca?

¿Cuál es el consumo de los explosivos en la aplicación de taladros largos para en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar la influencia de la aplicación de taladros largos para la reducción de costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

1.2.2. OBJETIVO ESPECÍFICO

Diseñar la malla de perforación aplicada en taladros largos para la reducción costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

Calcular el consumo de los explosivos en la aplicación de taladros largos para la reducción de costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

1.3.1. JUSTIFICACIÓN

El presente trabajo de investigación tiene por finalidad de mejorar la perforación y voladura de rocas en una labor de la unidad minera en estudio. Se tendrá en cuenta las características del macizo rocoso, se aplicarán nuevas tecnologías de minado que permitirán hacer más competitiva a nuestra minería, analizando el costo operativo, mejora de la productividad y mejorando la seguridad operativa.

1.3.2. IMPORTANCIA

La Compañía Minera Casapalca, ha tomado una decisión muy acertada en el cambio de método de explotación. Este proceso de cambio garantiza una producción rentable, así como reducción de costos de operaciones. En esta investigación se analizará la aplicación de los parámetros de voladura y consumo de los explosivos, de este modo se evaluarán los resultados obtenidos de los costos de ambos métodos de explotación.

1.3.3. ALCANCES Y LIMITACIONES

Esta investigación se ha centrado en la Compañía Minera CASAPALCA, zona La Oroya en la que se ha enfatizado un control minucioso en la primera operación unitaria de perforación y voladura con el método de taladros largos de forma de abanico. Realizando este control se obtendrá éxitos en las operaciones, reducción de costos y seguridad en el desempeño del factor humano.

1.4. HIPÓTESIS

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

La aplicación de taladros largos influye directamente en la reducción de costos operativos en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICA

La malla de perforación para la aplicación de taladros largos tiene incidencia en la reducción de costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

La cantidad de explosivos en la aplicación de taladros largos, repercute en la reducción de costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

1.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

1.5.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

Aplicación de taladros largos.

Indicadores de la variable independiente.

- Burden y espaciamiento
- Densidad de roca (gr/cm³)
- Diámetro de taladro (mm)
- Explosivos (kg)
- Longitud de taladro (m)
- Longitud de carga (m)
- Pies perforados (pies)

1.5.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Reducción de costos operativos.

Indicadores de la variable dependiente.

- Costo
- Producción
- Rediseño
- Productividad

- Planificación
- Rendimiento
- Factor de carga (kg/m³)

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

(VILLALTA) en su tesis, "Aplicación Del Método De Explotación Por Taladros Largos En Veta Virginia De La Unidad San Cristóbal De La Compañía Minera Volcan S.A.A." tuvo como objetivo determinar las características geomecánicas del macizo rocoso, de la geometría del depósito del mineral para la explotación de la veta. (1)

Conclusiones de su investigación

De acuerdo al objetivo general, los resultados obtenidos son favorables para aplicar el método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la Compañía Minera Volcan S.A.A., con RMR de la roca encajonante 47, y RMR de la mena 41, tipo de roca III de calidad media o regular evaluados en siete subniveles; con geometría del depósito mineral irregular con potencia promedio de la veta de 3,017 m con variaciones significativas, que tiende a incrementar la potencia a medida que se va profundizando. (1)

De acuerdo al objetivo 1 se ha determinado las propiedades físicas de la roca intacta, densidad 2,45 T/m³, peso específico 24,01 KN/ m³, densidad mena 3,09 T/m³. peso específico de la mena 29,596 KN/m³, propiedades mecánicas de roca intacta, resistencia compresiva uniaxial método destructivo (laboratorio), RCU (filita silisificada) es 62,15 MPa, la RCU (filita cloritizada) es 61,41 Mpa, La resistencia compresiva uniaxial método no destructivo (esclerómetro), RCU de roca es 72,06 Mpa y la RCU de mena es 94,19 Mpa; con RMR corregido de 54, Tipo de roca III, de calidad Regular o media en nivel 920 - 1020, subnivel 308 - 2, el RMR de caja techo y piso es 47 y el RMR de mena es 41 evaluados en siete sub niveles. (1)

De acuerdo al objetivo 2, la geometría del depósito mineral es tipo irregular, la potencia promedio de la veta es de 3,017 m y el ancho de minado 3,08 a 4,00 m con variaciones significativas, presentado potencias de 2,85 m hasta 3,00 m; de acuerdo a la evaluación realizada se observa un incremento en la potencia hacia la profundización, con buzamiento máximo de 75° SE Y buzamiento mínimo de 59° SE, dirección de Buzamiento máximo 142 y dirección de buzamiento mínimo de 121, estructura litológica variada en una dirección de excavación de N42° E (1)

(MALLQUI) En su tesis “Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stoping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.” tiene como objetivo poner el diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos a implementar para reducir los costos operativos, realizar el esquema, secuencia y mejorar la producción, además esta implementación mejorará la seguridad en el método de explotación Sublevel Stoping. (2)

Conclusiones de su investigación

La malla de perforación 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
- Espaciamiento de 1,50 m
- Factor de potencia de:
VCR + SLOT de 3,84 Kg Anfo / Ton Rotas.
De 4 a 5 Filas de 0,10 Kg Anfo / Ton Rotas.

En la primera semana se ha concluido satisfactoriamente con la perforación paralela y en abanico en un total de 5 953 metros perforados sien esto un 90 % de lo programado y en la segunda semana se perforo 8 795,16 metros (tajo completo) completando un 239 %, todo esto debido a la continuidad del equipo, ya que se tuvo las mejores condiciones. (2)

Con la homogenización de la fragmentación se ha reducido los bancos en los disparos de Sublevel Stoping, 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. (2)

(COLONIO) En su tesis “Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en U.E.A. Recuperada de la compañía de Minas Buenaventura S.A.A. ” tiene como objetivo optimizar la producción de mineral mediante la aplicación de un método de explotación de Sublevel Stopping con taladros largos viendo favorables los factores geológicos y geomecánicos del yacimiento. (3)

Conclusiones de su investigación

Se optimiza la producción de mineral, bajo las mismas condiciones geoeconómicas, mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, en Mina Recuperada, ya que el tajeo 775 de la Veta Leticia posee características geométricas y geomecánicas favorables. (3)

Con los indicadores más relevantes y con los existentes factores geológicos y geomecánicos del yacimiento mineral, si se puede aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos. (3)

Se optimiza la producción de mineral al aplicar el método de explotación tajeo por subniveles taladros largos, esto es corroborado con el análisis económico. El Valor Presente Neto del proyecto usando Taladros Largos es 2'050,260.0 US \$ mayor que usando el método de corte y relleno pues el volumen de producción mensual es mayor y menor el período de explotación. Bajo condiciones metalúrgicas y precio del metal Ag, Zn y Pb, la ley mínima de corte es 6.4508 Oz Ag/TCS. (3)

2.2. BASE TEÓRICA

(EXSA) describe “el sistema es aplicable en yacimientos subverticales (70° a 90°) con cajas o hastiales con buenas características geomecánicas, una vez extraído el mineral, queda cámaras abiertas de grandes dimensiones y similares a los de los métodos VCR y LBH. (4)

Las perforaciones en forma de abanico, se realizan desde las galerías de preparación de los subniveles con barras ascendentes, descendentes o hacia ambos lados, cuyas longitudes se adaptan al contorno de la mineralización. Para disminuir los altos costos por labores de preparación, se intenta que los taladros tengan una gran longitud. (4)

Al igual que al método LBH, inicialmente se construye una chimenea (creando la cara libre) y posteriormente se disparan los taladros próximos, para abrir la cara libre a toso el ancho del tajeo, luego se disparan las filas de producción. (4)

Se utilizan voladuras controladas en el límite de los tajeos para reducir los riesgos de accidentes por caída de roca” (4)

(Cipriani) describe “Las diversas etapas en el proceso de obtención del mineral estaban diseñadas e implementadas para una aplicación en cuerpos, lo que exigió que se rediseñen los siguientes procesos: 1. Diseño de preparaciones. 2. Diseño de nuevos esquemas de carguío y perforación de taladros de producción. 3. Redefinición de los equipos de perforación. 4. Redefinición y dimensionamiento de los equipos de acarreo. 5. Implementación de nuevos controles operacionales. Este proceso de transición fue planificado para hacerlo de manera gradual, ésta contempló una secuencia de minado de tal forma que el programa de producción contenía una mezcla de taladros largos en vetas angostas y en cuerpos, para luego lograr la implementación de manera general con el nuevo esquema”. (5)

(OJEDA) menciona “Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicando áreas de influencia”, del ingeniero de minas, sustenta, ejecutar diseños óptimos sin la necesidad de realizar muchas pruebas de campo. Los antecedentes que ha tomado el autor para esa investigación fue la “La Nueva Teoría para el cálculo de Burden” que fue expuesta en el IV Congreso Nacional de Estudiantes de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geociencias “CONEINGEMMET - Huancayo 2003” y tesis de investigación titulado “Diseño de mallas de perforación y voladura subterránea en frentes de la mina San Rafael 2008”. Wilfredo Ojeda Mestas demuestra en su investigación que el diseño de malla de perforación y voladura subterránea es aplicado por un modelo matemático de áreas de influencia usando una nueva teoría para calcular el Burden. (6)

2.2.1. INFORMACIÓN DE LA UNIDAD MINERA AMERICANA – COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA S.A.

Ubicación

Las operaciones de la Compañía Minera Casapalca S.A. se ubican en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. A una altura promedio de 4 400 m.s.n.m. de la cordillera occidental de los Andes. (7)

Las coordenadas geográficas del centro minero:

- Latitud Sur: 11° 30”
- Latitud Oeste: 76° 10”

Encontrándose el campamento Casapalca a los 4 350 m.s.n.m. en las coordenadas UTM:

- 366 761,70 E
- 8 710 455,60 N

La bocamina principal de La Compañía Minera Casapalca S.A. es Gubbins y está ubicada a 4 200 m.s.n.m. (7)

Accesibilidad

La vía que se recorre de Lima - Casapalca con una distancia aproximada de 129 km en un tiempo de llegada de tres horas aproximadamente.

Otra de las vías es de Huancayo - La Oroya - Casapalca con una distancia de 194 Km en un tiempo de tres horas aproximadamente. (7)

Figura 1: Ubicación y acceso a la compañía minera Casapalca.S.A.



Fuente: Ingemmet

Geología general.

Está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas brechas, y rocas volcánicas de textura afanítica y porfirítica, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5 400 metros. (7)

Geología regional.

En la región se encuentran presentes rocas sedimentarias y volcánicas desde el cretáceo inferior hasta el terciario agrupadas en diferentes unidades litológicas. (7)

Estratigrafía.

En la zona están conformadas por calizas, areniscas y lutitas, también completan la columna estratigráfica brechas y flujos volcánicos. (Ver anexo 2)

- **Formación Jumasha**

Las rocas de esta formación no afloran en superficie dentro del área de Casapalca; sin embargo, una secuencia correlacionable con esta formación conformada por calizas de color gris con algunas intercalaciones de lutitas. (7)

- **Formación Casapalca**

La formación más antigua que aflora en el área, formando un amplio anticlinal denominado Casapalca que es cortado por el río Rímac; Esta formación ha sido dividida en los siguientes miembros:

- **Capas Rojas:** formada por inter estratificaciones de areniscas y lutitas calcáreas.
- **Conglomerado Carmen:** Sobre yace a las capas rojas, con una serie de conglomerados y calizas. (7)

- **Formación Carlos Francisco**

Dividida en tres miembros:

- **Volcánicos Tablachaca:** ubicado sobre yaciendo al miembro Carmen y separado de este por lutitas de potencia variable, se encuentra una sucesión de rocas volcánicas constituidas por tufos, brechas, conglomerados, aglomerados y rocas porfirítica efusivas. (7)
- **Volcánicos Carlos Francisco:** ubicado sobre la misma formación Tablachaca. (7)

- **Tufos Yauliyacu:** Los tufos sobreyacen a los volcánicos Carlos Francisco concordantemente, está constituido de tufos de grano fino. (7)

- **Formación Bellavista**

Constituida por calizas, tufos y lutitas, esta formación también consiste de capas delgadas de calizas de color gris.

- **Formación Río Blanco**

Consiste en volcánicos bien estratificadas constituidos por tufos de lapilli de color rojizo, con intercalaciones de brecha y riolitas. En el área afloran hacia el SE pero su mayor exposición se encuentra entre Chicla y Río Blanco a 12 Km. al SW de Casapalca. (7)

Rocas intrusivas

Constituido por cuerpos pequeños, de carácter hipabisales y sills de diorita, tonalita y andesita muy jóvenes, semejantes entre sí que intruyen al pórfido Carlos Francisco como el caso del pórfido “Taruca” o las capas rojas como la “andesita Veintiuno”, el “pórfido Victoria”, y el “pórfido Diorítico del monte Meiggs”, afloran en el NE del campamento. (7)

Depósitos cuaternarios

- **Depósitos glaciares**

Conformado por depósitos antiguos y recientes que se encuentran en las cabeceras de los valles o cubriendo el fondo o márgenes de los mismos. (7)

- **Depósitos Fluvio glaciares**

Corresponde al material acarreado por los ríos o quebradas, guardando relación con el proceso erosivo; como consecuencia se han formado terrazas de material aluvial en los márgenes de los ríos y los más recientes en el lecho. (7)

- **Depósitos coluviales**

Se encuentran al pie de las escarpas de las laderas de los cerros como material de escombros constituido por gravas y bloques sub-angulosos, con matriz arenosa y limosa. (7)

- **Depósitos de deslizamiento**

Corresponden a pequeños fenómenos de geodinámicas reconocidas y producidas en las laderas de los valles y quebradas. (7)

Geología local.

Las rocas que contienen las dos formas de mineralización están formadas por una secuencia plegada de sedimentos cretáceos continentales, en los extremos Este y Oeste de la mina, conocidos como formación Casapalca, con dos miembros litológicos: el miembro inferior "Capas Rojas Casapalca", formado por areniscas, limonitas y lutitas rojizas, con algunos niveles de calizas blanquecinas y el miembro superior conocido como conglomerado Carmen, formado por areniscas arcillosas silicificadas de color rojizo, blanqueadas por efecto de la alteración hidrotermal, con algunos horizontes lenticulares de conglomerados. (7)

Es importante indicar que las vetas en las capas rojas forman pequeños lazos sigmoides y fracturamientos con relleno de mineral; y, en el conglomerado Carmen forman cuerpos de mineral relleno de la matriz de los conglomerados. (7)

Ligeramente concordantes se presentan las rocas de la formación Carlos Francisco, compuestas al piso por el "conglomerado Tablachaca" con clastos redondeados de cuarcita, volcánicos andesíticos y menor cantidad de clastos calcáreos. En el techo de la secuencia se presenta un conjunto de derrames volcánicos andesíticos e intrusiones subvolcánicas que en conjunto afloran en la parte central y superior de Casapalca. (7)

Intrusiones hipabisales dioríticas porfirítica a granodioritas se presentan en el sector central y noreste de la zona de vetas, conocidos como pórfidos Taruca y Victoria. En estos volcánicos de la formación Carlos Francisco e intrusivos se encuentra la mineralización de vetas, en la cual se presentan ensanchamientos y ramales mineralizados. (7)

Al Sur, en la parte alta y formando parte de un sinclinal, se presentan afloramientos de calizas grises de la formación Bellavista. Estas rocas también se fracturan favorablemente para el emplazamiento de vetas con mineralización económica. (7)

- **Mineralización**

En el distrito minero de Casapalca se presentan varias clases de mineralizaciones siendo las principales las “vetiforme” con relleno de fracturas. Las vetas son de carácter mesotermal, lo que indica su gran profundidad de mineralización y las de re-emplazamiento. (7)

También existen mantos no reconocidos y brechas hidrotermales, todos ellos con diferentes características y grados de mineralización. La mineralización de las vetas constituye esfalerita, galena, calcopirita, tetrahedrita; y, en menor porcentaje proustita, pirargirita, polibasita y electrum. Las gangas son piritita, cuarzo, y carbonatos. (7)

- **Vetas**

Este tipo de mineralización corta toda la secuencia litológica desde las capas rojas Casapalca, los conglomerados Carmen y Tablachaca, el volcánico Carlos Francisco y las calizas Bellavista. (7)

Son cuerpos tabulares con anchos de 0,20 m a 2,50 m con ensanchamientos locales; cuando cruzan los conglomerados forman cuerpos de relleno de intersticios de la brecha formando “cuerpos” mineralizados de mayor ancho. Dentro del distrito minero de Casapalca ocurren cuatro estructuras mayores (principales) acompañadas de otras estructuras menores, siendo estas principalmente carbonatos manganíferos (calcita y rodocrosita). En algunas labores se observa mineralización en textura bandeada. (7)

- **Cuerpos**

La zona de cuerpos forma parte de las estructuras mineralizadas del distrito minero de Casapalca, se encuentra ubicada al NE del campamento El Carmen de la Cía. Minera Casapalca. Se tienen dos tipos de mineralización:

- **Relleno de fracturas:** Las venillas se encuentran con el mismo rumbo de las vetas “Madres”, su mineralización es de galena, tetrahedrita y carbonatos.

- **Reemplazamiento:** Se presenta siguiendo el rumbo de los estratos/horizontes de areniscas calcáreas, y/o reemplazando los clastos y/o matriz calcárea en el conglomerado presenta minerales de escalerita y galena. (7)

Geología estructural

El patrón estructural regional sigue el alineamiento general de los Andes peruanos (N 10° - 30° W). Localmente las rocas se presentan plegadas formando anticlinales y sinclinales. (7)

A este sistema corresponden la falla americana. Fallas transversales de los sistemas N 50° E a N 75° W cruzan la secuencia litológica y desplazan dextralmente a estas. Las principales vetas de Casapalca se han emplazado en el sistema Noreste. (7)

Estructuralmente, la gran estructura Esperanza – Mariana por el Norte; y la gran estructura La Oroya – La Oroya Piso – La Oroya 1 al Sur, forman un gran lazo sigmoide de unos 4 km de longitud, con abundantes lazos sigmoides menores y ramales que se presentan con mineralización económicamente explotable. (7)

En las partes intermedias, al oeste se presenta la veta Escondida que aún no ha sido explorada y que puede corresponder a una tercera gran estructura mineralizada: Este gran sigmoide tiene su mejor expresión en las zonas tensionales, donde las vetas se acercan a la dirección Este –Oeste. (7)

En síntesis la zona muestra plegamientos desarrollándose pliegues invertidos cuyos ejes se orientan paralelamente a la dirección general de los Andes. (7)

Una de las estructuras más resaltantes viene a constituir el “Anticlinorium Casapalca”, siendo un pliegue moderadamente abierto en la parte central de Casapalca, el cual se cierra hacia el Norte hasta constituir una falla inversa de empuje con buzamiento al Este. (7)

- Veta Juanita con ramal Victoria
- Veta Escondida el cual corresponde a un Split de la veta Mariana.

Existen otras vetas no reconocidas cuyo carácter económico es bajo, en las Zonas de cuerpos se presentan los cuerpos Mery, Anita, Micaela, Emilia, Sorpresa, Vera, Mariana Techo, Negrita y Chiara.

Vetas

Dentro de la propiedad de la Compañía Minera Casapalca ocurren cuatro estructuras mayores acompañadas de otras estructuras menores que pueden ser de importancia y necesitan estudios geológicos más detallados para correlacionarlas y poder confirmar o descartar su importancia de las otras estructuras menores.

A la fecha cuatro son las vetas más importantes de la mina Casapalca, estas son:

- Esperanza – Mariana– Mercedes.
- La Oroya.
- Don Reynaldo.
- Juanita.

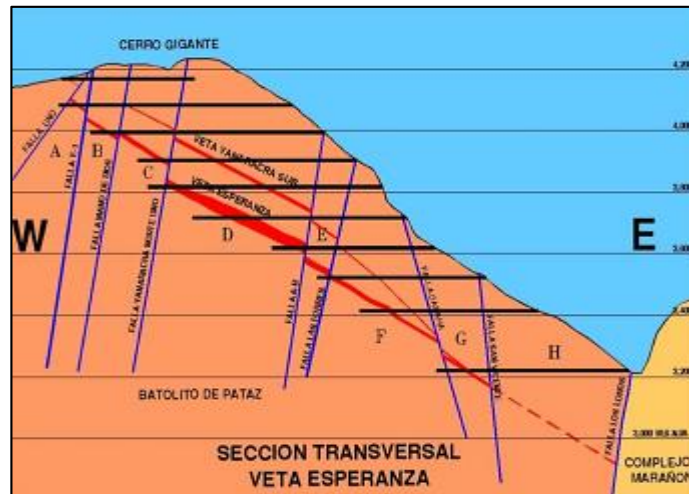
También ocurren Splits, lazos sigmoides de varios tipos, mantos, brechas y cuerpos de reemplazamiento.

Las vetas más importantes son:

- **Esperanza – Mariana Mercedes**

Es una sola estructura que tiene estos nombres por tramos. La extensión acumulada alcanza 3 000 m. La cual se une con la veta 5 en el extremo Este.

Figura 3: Sección transversal de la veta esperanza.



Fuente: Propia del autor.

- **Sistema veta La Oroya**

Tiene una extensión de 1300 m desde el extremo Oeste hasta el punto de inflexión (coordenada N 879 650; E 368 250) y son las siguientes:

Veta La Oroya

La veta La Oroya constituye la estructura mineralizada más importante del sistema de vetas de la zona. La Oroya, presenta un comportamiento estructural muy variado de E a W. Presenta plung en dirección NE a SW. Vista en sección longitudinal (EW) el mineral económico está más al W y más carbonato el E, emplazados en rocas volcánicas de andesitas porfíricas y afaníticas, conocidos como formación Carlos Francisco del terciario. (7)

Veta La Oroya piso

La veta La Oroya Piso vista en planta forma un gran conoides con la veta Oroya, y está asociada a fallamiento con buzamiento de 68°NW, y potencia de 1,5 m. Estructuralmente está constituida por sulfuros de aspecto masivo brechado, minerales cristalizados con presencia de bandas de carbonatos y mineralización cuarzosa en magnitudes muy locales debido a la silicificación. (7)

Veta tensión

En la zona La Oroya se presentan estructuras mineralizadas menores conocidas como Tensional I y Tensional II, de las cuales la estructura Tensional I es fractura rellena de carbonatos y sulfuros como calcopirita, galena tetraedrita, esfalerita y pirita con rumbo N 80°-85° E y buzamiento 54"NW, potencia menores de 0,50m. Predomina el carbonato sobre los sulfuros y no presentan asociación con fallamiento, la roca caja es la andesita porfirítica alterada a silicificación en contacto con las cajas piso y techo de la estructura mineralizada. (7)

Veta don Reynaldo

Es una estructura que alcanza aproximadamente los 3 200 m, con un afloramiento definido de 500 m en el sector Sur-Oeste y con 150 m en el sector Nor – Este. En la zona de Antachacra, gran parte de la veta está cubierta con material morrénicos coluviales, en algunos casos la fractura es angosta especialmente en las zonas de altas cumbres sobre los 5 000m de altura en el cual es difícil esperar mineralización en estructuras anchas. (7)

La veta en su prolongación al Sur-Oeste (hacia la laguna Putca) se cubre rápidamente con materiales morrénicos y escombreras, pero por las características fisiográficas del terreno, donde se ve una escarpa del terreno, esto correspondería a la continuación de la veta. Hacia el Sur-Oeste esta puede alcanzar otros 400 m Hacia el Este de la zona de Antachacra la traza de la veta parece continuar otros 900 m hasta un pequeño afloramiento que se encuentra a la altura de las coordenadas N 8 708 700; E 370 600. Desde la veta Don Reynaldo hacia el Sur existen otras estructuras de menor importancia, como las vetas Rey; Lichicocha; Maria Luisa – Carola y Pariñas. (7)

Veta Juanita

En el extremo Sur del distrito minero de Casapalca se presenta la veta Juanita cuya extensión alcanza los 2 000 m, además

tiene un ramal de 900 m de extensión conocido como veta Victoria. Hacia el Oeste de la B.M. del Nv. 4 500 la veta Juanita flora en forma discontinua otros 450 m hasta las coordenadas N 8 705 400; E 374 300, por consiguiente la veta Juanita en forma independiente alcanza los 2 400 m (7)

Hacia el extremo Sur del distrito minero se presenta la veta Manuelito, esta es una veta de segunda importancia en las circunstancias actuales.

Brechas.

La mineralización en las brechas estaría relacionada a las fracturas que pasan por la brecha. Estas fracturas sirven de conducto a través del cual circulan las soluciones hidrotermales. La brecha hidrotermal Huayracancho puede tener importancia si está controlada por fallas que serían el conducto a través del cual pueden ascender soluciones mineralizantes. Cuando las circunstancias lo permitan se podría explorar con perforación diamantina. (7)

Mantos.

En la zona de La Oroya Este se presenta un manto de 1,2 m de ancho reemplazando a horizontes de lutitas calcáreas que se extienden pocos metros al Norte y al Sur respectivamente desde la veta 5, la cual sería el conducto a través del cual ascendieron las soluciones. El afloramiento de estos mantos contiene óxidos de manganeso, el contenido de manganeso tienen relación directa con el contenido de plata. (7)

Alteración.

En las vetas la alteración hidrotermal de las rocas encajonantes o rocas cajas es:

- **Rocas volcánicas:** Es la argilización, silicificación, piritización y sericitización en zonas aledañas a las vetas; y, propilitización en las zonas alejadas.

- **Rocas sedimentarias:** La alteración principal es la propilitización y silicificación. En las zonas de cuerpos la alteración hidrotermal es principalmente propilitización y silicificación. (7)

Controles de la mineralización.

Existe una estrecha relación entre los controles estructurales y litológicos en el yacimiento Casapalca. La mineralización está íntimamente controlada por el fracturamiento de la roca huésped y por las características litológicas. Por ejemplo, el miembro Carmen de la formación Casapalca es el más favorable seguido de los volcánicos Carlos Francisco. Los menos favorables son miembros Tablachaca, Yauliyacu y Bellavista. (7)

Profundidad de la mineralización.

Siendo Casapalca un yacimiento de tipo cordillerano y de carácter meso termal, la mineralización baja por lo menos 2000 m. Estudios isotópicos de oxígeno y azufre, además de estudios de inclusiones fluidas y estudios minero gráficos en vetas similares en el distrito sustentan en buen grado esta afirmación. Las grandes fracturas estarían asociadas al sinclinal de Pumatarea – Aguascocha. Estas bajarían cientos de metros y sirven de conductos de las soluciones mineralizantes. (7)

Recursos.

En la zona de la mina de la Cía. Casapalca los recursos se pueden dimensionar en forma preliminar y puedo adelantar lo siguiente: Las cuatro estructuras mayores bajarán por lo menos 2000 m hasta los 3500 m.s.n.m., pues estas vetas afloran en forma discontinua con extensiones irregulares, lo que se puede resumir en una extensión total de las cuatro vetas en 13 km, considerando un ancho promedio de veta de 1,1 m, el P.e. de 2,9 m, la altura referencial de 2000 metros, al producto T. M. le castigó con el 70 % como margen de seguridad y se tienen 25 000 000 TM de recursos. (7)

El margen de seguridad compensará una serie de irregularidades de las vetas, así como la ocurrencia o no, los Ore Shoot, partes estériles, arrastres

de fallas, etc. Adicionalmente existen otras estructuras menores que forman Splits, como por ejemplo la veta Escondida, lazos sigmoides y también se presentan cuerpos irregulares de reemplazamientos y mantos que pueden dar muchas sorpresas más adelante. (7)

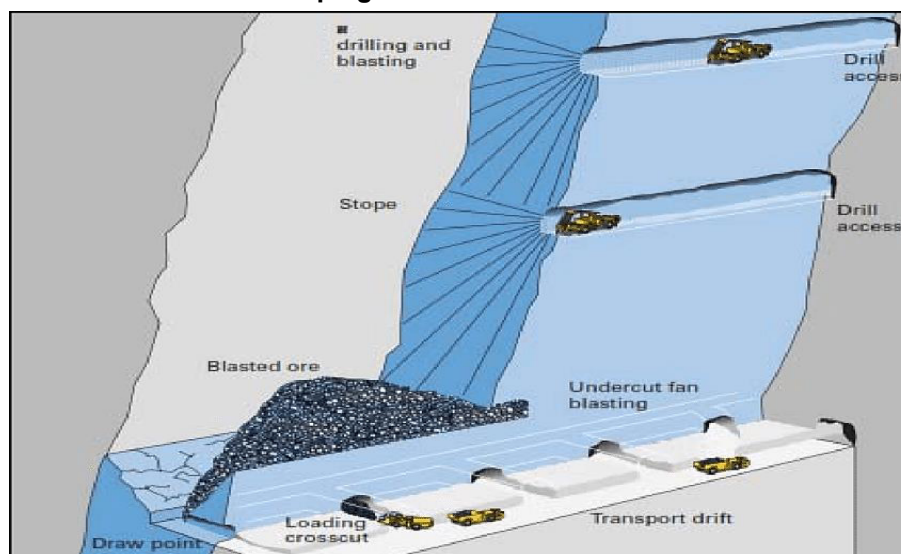
2.2.2. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS.

El método de explotación de taladros largos por subniveles (Sublevel Stopping) es un método de alta producción aplicable “a cuerpos, vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geométrica regular” que poseen un mineral y cajas competentes que requieren soportes esporádicos o ningún, así mismo el mineral roto fluye con la gravedad.

La inversión para este método de explotación es una suma considerable para la etapa de preparación, aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutado en mineral.

En la actualidad este método está limitado a cuerpos empinados de mineral donde tanto el mineral como la roca encajonante son competentes, los cuerpos minerales deben ser regulares, porque el método no es selectivo.

Figura 4: Método de Sublevel Stopping.



Fuente: Métodos de explotación subterránea (Ing. Braulio)

Explotación con taladros largos en abanico

La aplicación de este método se inicia a partir de la rosa frontal preparada en la parte inferior del tajeo, la perforación se realiza a través de los subniveles con barrenos dispuestos en abanico o anillo, el mineral disparado cae al fondo del tajeo o embudos y se evacúa por las tolvas a los vagones o volquetes de bajo perfil según sea el caso del diseño de la mina y el sistema empleado.

Para los disparos se realizan disparos de dos a tres anillos, pudiendo ser más según la experiencia y el RMR del macizo rocoso. Las distancias entre los niveles de perforación ha ido incrementándose gracias a las nuevas tecnologías que han permitido ir alargando los barrenos y controlando el modo eficiente el desvío de estos, de este modo se toma en cuenta las separaciones de grandes dimensiones entre los subniveles de explotación; en algunos casos se lograron reducir el número de subniveles a uno, cuando se usa la perforación en abanico o anillo se perfora en todo el perímetro radialmente; siempre y cuando el terreno y la geometría de la veta acceda a este método.

Condiciones para la aplicación

- Buzamiento mayor a 60°.
- Potencia de veta mayor a 3 metros.
- Las rocas encajonantes deben ser competentes con RMR mayor a 50.
- El mineral debe ser competente y con buena estabilidad.
- Los límites de los yacimientos deben ser amplios y regulares.

Características para su aplicación

- Genera una producción de mineral muy alto.
- Se aplican en vetas de dimensiones amplias y competentes.
- Se aplica en cuerpos inclinados, regulares.
- Es un método con bajo costo frente a otros métodos de explotación.

Preparación y desarrollo

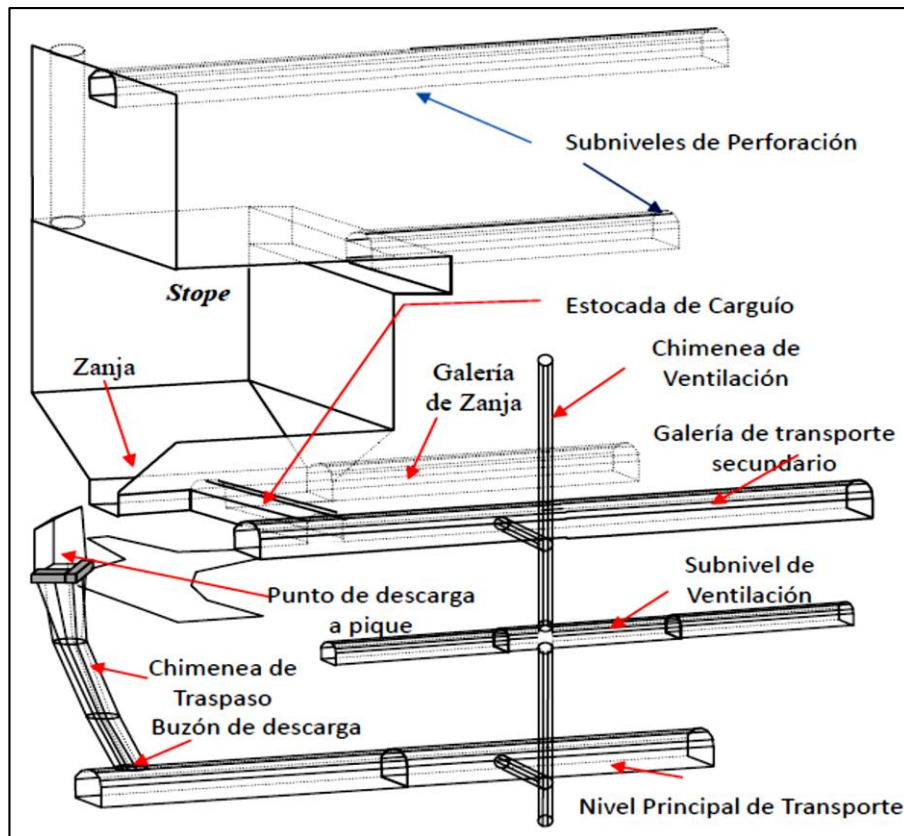
La preparación de la explotación con este método comprende de niveles y subniveles de perforación y de extracción para evacuar el mineral, se prepara un slot que sirve como cara libre para las primeras voladuras de producción.

Los niveles de perforación deben estar acondicionados para el movimiento libre del equipo de perforación, así se acoplarán los barrenos sin inconveniente alguno, después se realizarán las perforaciones y disparos correspondientes.

El transporte del mineral se realiza en el nivel inferior que recibe el mineral roto producto de la voladura. Este es sacado hacia cámaras o depósitos con scoops que son operados con telemandos o control remoto.

Las chimeneas o rampas de acceso a los subniveles de perforación, ubicados a lo largo del tajo, pueden estar ubicados en la parte superior o inferior del mismo.

Figura 5: Labores de preparación Sublevel stoping.

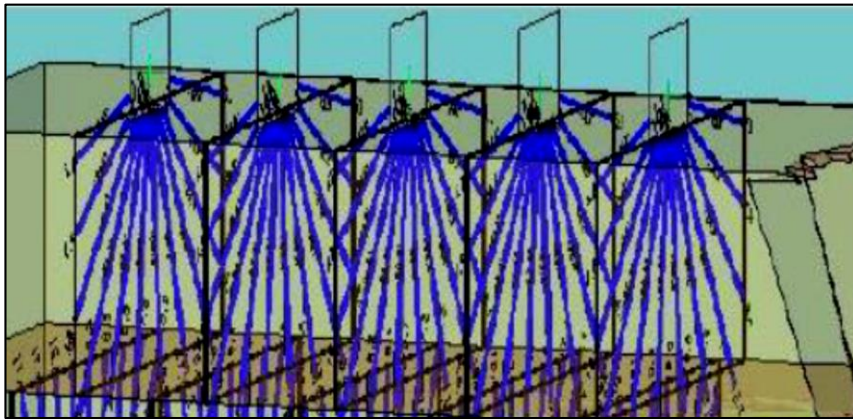


Fuente: Métodos de explotación subterránea (Ing. Braulio)

Perforación de los taladros de producción

La perforación y voladura se puede realizar de forma continua e independiente, logrando realizar taladros con anticipación y un número de acuerdo a los criterios de operación, los que van a ser disparados según los requerimientos programados. La perforación se realiza con equipos electro-hidráulicos de los subniveles dispuestos, formando taladros en lo posible paralelos de hasta unos 100 m de longitud con barras de extensión, de 2 a más pulgadas de diámetro según el diseño de la malla de perforación.

Figura 6: Perforación en negativo de la forma abanico.



Fuente: Métodos de explotación subterránea (Ing. Braulio)

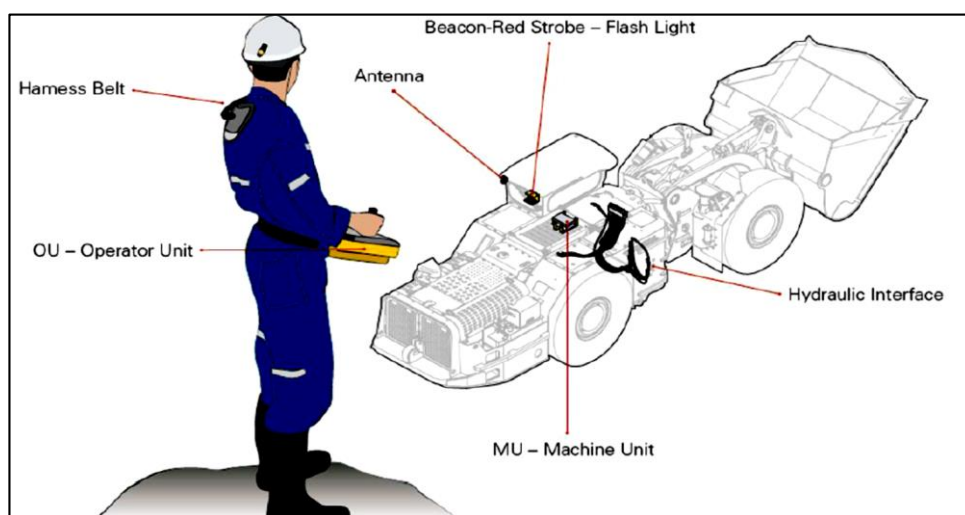
Voladura

Para la explotación con el método de taladros largos se debe tener en cuenta una voladura eficiente, un esquema y secuencia de salida detallado y óptimo, con la sección diseñada para así evitar sobrerotura y debilitamiento del tajeo. Para este proceso se debe realizar el control de la carga operante, la vibración y el banqueo excesivo.

Acarreo del mineral

Para el transporte del mineral se utiliza equipos de bajo perfil como scooptram con capacidades de cuchara de acuerdo a la producción exigida que cumpla funciones de carguío a los equipos de transporte de mineral. En la actualidad se utilizan equipos Diésel para la extracción del mineral hacia puntos de carguío y acumulación, donde es cargado a carros o camiones para su transporte final a superficie.

Figura 8: Scoop a control remoto.



Fuente: (COPCO, 2017)

Ventilación

El uso de equipos Diésel para la extracción del mineral, exige tener una buena ventilación de acuerdo a los niveles de producción. Para lo cual se debe utilizar todos los accesos ubicados en los límites del tajo por donde el aire debe ingresar y ser extraído, empleando la ventiladora correctamente.

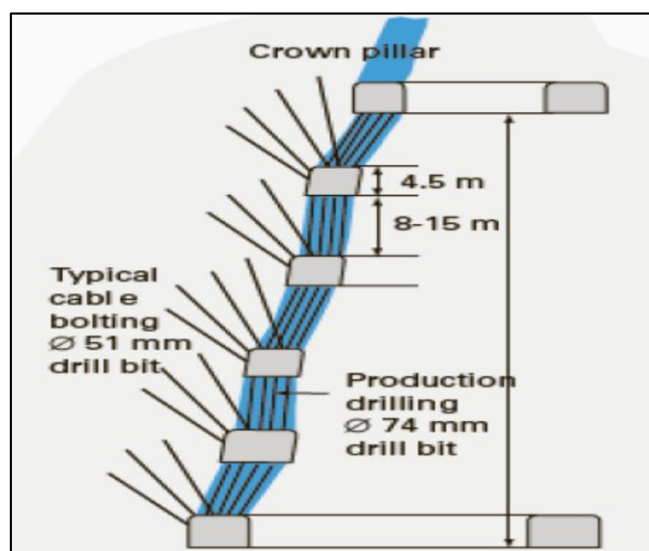
Sostenimiento

La utilización del método Sublevel Stopping exige tener condiciones de estabilidad tanto de la roca encajonante y mineralizada que sean auto soportantes, donde no se requiera el consumo excesivo de elementos de sostenimiento.

Los niveles de producción en la base del tajo se sostienen según requerimiento y evaluación geomecánica, los cuales pueden ser con pernos, Split set y mallas electro soldadas según condición estructural del terreno.

En los subniveles de perforación se utiliza sostenimientos temporales y preventivos cuando la condición estructural lo requiera.

Figura 9: Tipo de sostenimiento cable bolting para el método Sublevel stoping.



Fuente: (COPCO, 2017)

Ventajas en su aplicación

- Permite que sea posible la mecanización.
- Alto grado de eficiencia de 100 ton / HT.
- Producción alta generando grandes volúmenes de mineral.
- Seguro en operación y ventilación eficiente.
- Tiene una recuperación mayor al 90%.
- Dilución menor del 30%.
- Facilidad en los criterios de perforación.

Desventajas en su aplicación

- Costo de inversión elevado frente a otros métodos.
- Viene a ser un método no muy selectivo.
- No recomendable en yacimientos con inclinaciones menores a 50°.
- Presencia de volones de banco.

Condiciones para su aplicación

- Posibilidad de controlar las cajas.
- Cuerpos de más de 6 m de potencia.
- Diseño adecuado para sacar el máximo provecho al método.
- Limitaciones de Trabajo.
- Cuerpos irregulares.
- Posibilidad de dilución.

2.2.3. ANÁLISIS DEL ÍNDICE DE CALIDAD DE ROCA “Q” Y “RMR” DEL MACIZO ROCOSO

Cálculo del índice RQD.

Índice RQD (Rock Quality Designation) desarrollado por DEERE entre 1963 y 1967, es una estimación de la calidad del macizo rocoso.

Según fórmula:

$$100e^{-0.1(L)} (0.1L + 1)$$

Cálculo del índice Q de Barton.

Desarrollada por Barton, Lien y Lunde en 1974, a partir del estudio de un gran número de túneles, constituye un sistema de clasificación de macizos rocosos que permite estimar parámetros geotécnicos del macizo y diseñar sostenimientos para túneles y cavernas subterráneas. El índice Q está basado en una evaluación numérica de seis parámetros dados por la expresión:

Definida a partir de 6 parámetro

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{JR}{JA} \times \frac{JW}{SRF}$$

Donde:

Jn: Índice de diaclasado que indica el grado de fracturación del macizo rocoso.

Jr: Índice de rugosidad de las discontinuidades o juntas.

Ja: Índice que indica la alteración de las discontinuidades.

Jw: Coeficiente reductor de la presencia de agua.

Srf: (stress reduction factor), coeficiente que tiene en cuenta la influencia del estado tensional del macizo rocoso.

(Rqd/jn) = el tamaño de los bloques.

(Jr/ja) = resistencia al corte entre los bloques.

(Jw/srf) = influencia del estado tensional.

Tabla 1: Calcificación de roca según el índice Q de BARTON.

| | | | |
|--------------------------------|--------------------------|---|-------------------------------|
| Calidad excepcionalmente buena | $400 \leq Q \leq 1000$ | → | $\Delta Q \approx \pm 100$ |
| Calidad extremadamente buena | $100 \leq Q \leq 400$ | → | $\Delta Q \approx \pm 40$ |
| Calidad muy buena | $40 \leq Q \leq 100$ | → | $\Delta Q \approx \pm 8$ |
| Calidad buena | $10 \leq Q \leq 40$ | → | $\Delta Q \approx \pm 3$ |
| Calidad regular | $4 \leq Q \leq 10$ | → | $\Delta Q \approx \pm 1.5$ |
| Calidad mala | $1 \leq Q \leq 4$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.3$ |
| Calidad muy mala | $0.1 \leq Q \leq 1$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.01$ |
| Calidad extremadamente mala | $0.01 \leq Q \leq 0.1$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.005$ |
| Calidad excepcionalmente mala | $0.001 \leq Q \leq 0.01$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.0005$ |

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

Loset (1992), sugirió que para rocas $4 < Q < 30$ los daños de la voladura resultaran en la creación de nuevas juntas con una consecuente reducción local del valor de

Q de la roca circundante en la excavación, él sugirió podría ser tomado en cuenta para reducir el valor de RQD en la zona dañada por la voladura.

Índice de Bieniawski o RMR (rock mass rating)

Las clasificaciones geomecánicas de rocas son un elemento fundamental en la caracterización de macizos rocosos ya sea mediante toma de datos de afloramientos o mediante sondeos con recuperación de testigo, son fundamentales en estudios de túneles y taludes y permiten una clasificación rápida del macizo rocoso, centrándonos en la más empleada de todas, la clasificación geomecánica RMR (Rock Mass Rating) o también llamada de Bieniawski es desarrollada por el profesor Z. T. Bieniawski en 1973 y actualizada en 1979 y 1989.

La clasificación geomecánica RMR permite obtener un índice de calidad del macizo rocoso a partir de resistencia de la roca intacta, grado de fracturación y diaclasado de las discontinuidades del macizo, presencia de agua y la orientación de las discontinuidades respecto al elemento de estudio: túnel, talud o cimentación. El índice RMR va desde 15 hasta 100 puntos a partir de los cuales el macizo rocoso puede clasificarse en 5 categorías.

Los parámetros geomecánicos que influyen en el índice RMR son:

- **Resistencia de la roca matriz**

Se mide a partir del ensayo de rotura a compresión simple de testigos de rocas o a partir del ensayo de carga puntual. La puntuación va desde 0 hasta 15 puntos dependiendo de la resistencia de la roca.

- **RQD**

Valora el grado de fracturación del macizo según el universalmente conocido RQD desde 3 puntos para un valor de RQD inferior al 25% hasta 20 puntos para un valor de RQD superior al 90%.

- **Separación entre diaclasas**

Como bien dice el enunciado puntual, sobre el espaciamiento entre discontinuidades. La puntuación alcanza valores de 20 puntos para diaclasas separadas más de 2 m y un valor mínimo de 5 para diaclasas espaciadas menos de 6 cm.

- **Estado de las diaclasas**

Permite puntuar el estado de las diaclasas a través de persistencia o longitud de las discontinuidades, abertura, rugosidad, presencia de relleno y alteración de las juntas. El valor máximo es de 20 puntos mientras que el mínimo es de 0 puntos.

- **Presencia de agua freática**

Mide las filtraciones de agua en el macizo, el flujo de agua y la humedad presente en las discontinuidades. La puntuación alcanza un valor de 15 para un macizo rocoso seco y un valor de 0 para cuando el agua está fluyendo entre las juntas con un caudal superior a 125 l/min o la relación presión de agua/tensión principal mayor es superior a 0,5.

2.2.4. MODELOS MATEMÁTICOS PARA EL CÁLCULO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN

MODELOS MATEMÁTICOS DE LANGERFORDS

El modelo matemático de Langerfords, uno de los destacados especialistas, sugirió que la determinación del Burden se basa en factores además del diámetro del taladro, como la potencia relativa del explosivo, el grado compactación, una constante de la roca, su grado del fracturamiento, porque su modelo es entonces:

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{dcxPRP}{cxfx(S/B)}}$$

Donde:

B = Burden (m).

D = Diámetro del taladro (mm).

C = Cte. De la roca.

PRP = potencia relativa en peso del explosivo

F = factor de fijación = 0.85 (taladro inclinado)

E/V = S/B = relación de espaciamiento – Burden

Dc = densidad de carga (kg/m³)

Grado de fijación (F): Es el grado de dificultad con que se efectúa tanto como el desprendimiento como la rotura para fines prácticos, considerándose el grado de fijación, **f: 1**, para garantizar una rotura de fondo libre en voladuras para vetas angostas.

MODELO MATEMÁTICO DE PEARSE

Investigador, que considero que además de los parámetros geométricos, geomecánicos, parámetros y propiedades de los explosivos plasmándolo en las formula siguiente:

$$\mathbf{B = K \times D \times 10^{-3} \times (PD/TR)^{1/2}}$$

Donde:

B = Burden (m)

K = constante que depende las características de las rocas (0.7 – 1.0)

D = diámetro de barreno (mm)

PD = presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

TR = resistencia a tracción de roca (kg/cm²)

MODELO MATEMÁTICO DE KONYA

Sus investigaciones fueron basadas en las densidades de roca y explosivo para lograr una fragmentación.

$$\mathbf{B = 3.15 \times d \times (p. \text{exp} / p. \text{roca})^{1/3}}$$

Donde:

B = Burden (pies)

D = diámetro de la carga (pulg)

p. exp = densidad del explosivo.

p. roca = densidad de la roca.

2.2.5. FACTORES Y PARÁMETROS DE PERFORACIÓN DE ROCAS

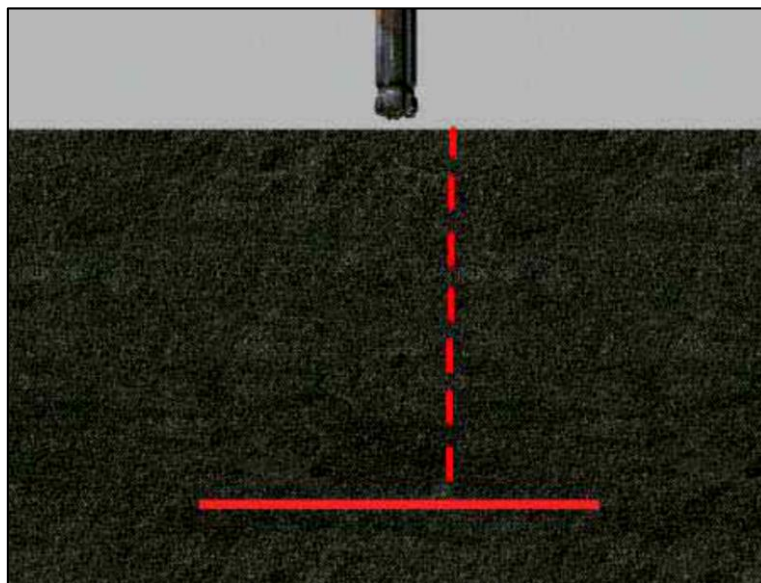
POSICIONAMIENTO

El brazo del equipo debe estar presionada contra la roca antes y durante la perforación, de modo que no se mueva, en caso ocurriera un movimiento podría doblarse el tren de varillaje, dando lugar a la rotura de los aceros de perforación, en la actualidad los equipos de perforación están equipados con gatas permitiendo obtener un posicionamiento estable. (7)

ALINEACIÓN

Los factores que afectan a la alineación de los barrenos se encuentran relacionados al factor humano y equipo. La desviación de los barrenos es con frecuencia el resultado combinado de una alineación incorrecta, mal emboquillado y desviación interna durante la perforación. (7)

Figura 10: Alineación de barreno.



Fuente: Boart longyear

Tabla 2: Desviaciones permitidas en taladros largos.

| CUADRO DE DESVIACIONES PERMITIDAS | | |
|--|------------|-----------------------------|
| Desviación optima | < 2% | |
| Desviación permisible | de 2% -5% | trabajo técnico profesional |
| Desviación mala | de 5% - 8% | |
| Desviación catastrófica | > 8% | trabajo con problemas |

Fuente: Boart Longyear asistencia técnica de control de aceros

EMBOQUILLADO

La barra se emboquilla presionando la broca contra la roca, comenzando la perforación con presiones de avance y percusión en baja.

Se debe aplicar siempre un barrido (Aire o agua) de buena presión (5 bar como mínimo). Se debe aumentar la energía de impacto y la fuerza de avance tan pronto como la broca haya penetrado en la roca (1 pie mínimo). A veces se debe ajustar la posición de la deslizadera después de perforar unos centímetros o antes que la barra haya penetrado más de un pie de modo que la barra esté recta y avance en la dirección prevista. (7)

Si la perforación se lleva a cabo sin que las barras estén exactamente paralelas con la deslizadera aumenta el riesgo de roturas por fatiga.

PERCUSIÓN

La energía de impacto se debe ajustar siempre para adaptarla a la formación del tipo de roca que se esté perforando. (7)

Cuando se perfora en roca suave y fracturada se necesita menos energía, por lo cual se debe de reducir la presión de percusión. (7)

Los modernos equipos de perforación tienen dispositivos integrados (anti atasque) para regular la energía de impacto. (7)

AVANCE

Una fuerza de avance debidamente ajustada proporciona la mejor economía de perforación.

Una fuerza de avance insuficiente o innecesario producirá una baja velocidad de penetración debido a que las juntas del tren de varillaje no estén adecuadamente apretadas.

La perforación con juntas flojas dificulta la transmisión de energía a través del tren de varillaje o columna de perforación ocasionando unos grandes esfuerzos que dan lugar a la fatiga del acero.

La energía que no se transmite a través de una junta se convierte en calor, elevando la temperatura de las roscas de los manguitos de acoplamiento y de las barras, de este modo se destruye el tratamiento térmico, produciéndose daños en forma de corrosión crateriforme lo que a su vez acorta la vida útil del varillaje.

Una fuerza demasiado alta hará que se doblen las barras dando lugar a grandes tensiones y desviación de la barra.

ROTACIÓN

La velocidad de rotación debe de adaptarse al diámetro de la broca y a la frecuencia de impactos de la perforadora, los botones de la broca deben recorrer una determinada distancia entre cada golpe para romper roca nueva continuamente. (7)

Las brocas de mayor tamaño giran más despacio, una velocidad de rotación demasiado alta desgasta el carburo cementado de forma innecesaria y rápida, especialmente en los botones periféricos de la broca. (7)

Para diámetros de broca entre 51 mm a 102 mm, la velocidad de rotación es de aproximadamente 100 a 200 rpm y mayor rotación para diámetros menores. (7)

Esto corresponde a una rotación de un botón periférico de 9-10mm entre cada golpe cuando la perforadora tiene una frecuencia de 3000 impactos por minuto. Esto se expresa frecuentemente 50Hz, que corresponde a 50 golpes por segundo.

BARRIDO

Se debe tener como objetivo: Evacuación de los detritus, polvo o partículas del fondo del taladro, producto de la perforación; para ello utilizamos Agua y/o aire. (3)

El área anular entre el taladro y la barra es muy importante para obtener una buena velocidad de barrido. (3)

A mayor área anular, la velocidad de barrido será menor, por tanto, insuficiente.

Insuficiente barrido: Reduce la velocidad de penetración, riesgo de atascamiento.

Menor vida útil de los aceros.

2.2.6. FACTORES PARA EL CÁLCULO DE DISTRIBUCIÓN DE LOS EXPLOSIVOS

LONGITUD DE CARGA (LC)

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada longitud de carga donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca.

Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada. En la Minera Cerro Negro se determina la longitud de carga basada en la resistencia a la compresión de la roca, la experiencia indica que a mayor resistencia se necesita mayor energía, esto indica mayor longitud de Carga.

$$\mathbf{LC = HB + SP - T}$$

Donde:

LC = longitud de carga (m)

HB = altura de banco (m)

SP = sobre perforación (m)

T = taco (m)

CARGA LINEAL (CL)

Se define como la cantidad de explosivo a utilizar por cada metro de columna de carga. Se expresa en kg/m o lb/yd. Es una excelente unidad referencial para el cálculo de la carga total de un disparo, pero no es el mejor parámetro de por sí, ya que la distribución de este explosivo en la masa de la roca mediante los taladros tiene gran influencia en los efectos de fragmentación y desplazamiento, es decir, en el resultado de la voladura.

$$CL = 0.5067 \times (\emptyset)^2 \times pe$$

Donde:

Cl = carga lineal (kg / m)

∅ = diámetro de la broca (pulg)

pe = densidad del explosivo (gr / cc)

CANTIDAD DE EXPLOSIVO (WE)

Se define como la carga lineal o específica por longitud de columna explosiva, donde se considera, columna continua o la suma de las cargas segmentadas en Kilogramos.

$$We = CL \times LC$$

Donde:

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

Cl = carga lineal (kg/m)

LC = longitud de carga (m)

CARGA OPERANTE (COP)

Está definida como la cantidad de explosivos de un taladro por el número de salidas de taladros en un solo tiempo.

$$COp = We \times NT$$

Donde:

COp = carga operante (kg)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

NT = número de taladros detonados en un solo tiempo.

VOLUMEN DE ROCA (VR)

Es la cantidad de roca que se obtendrá con la voladura. Es calculada utilizando el Burden, espaciamiento, altura de banco y el número de taladros.

$$\mathbf{Vr = B \times E \times HB}$$

Donde:

Vr = Volumen de roca por taladro (m³)

B = Burden (m)

E = espaciamiento (m)

HB = altura de banco (m)

TONELAJE ROTO (TN)

El tonelaje roto es igual al volumen del material roto multiplicado por la densidad de dicho material.

$$\mathbf{Tn = Vr \times \rho_r}$$

Donde:

Tn = toneladas rotas (toneladas)

Vr = volumen de roca (m³)

ρ_r = densidad de roca (tn/m³)

FACTOR DE ENERGÍA

Indica la cantidad total de explosivo usado para romper un volumen o peso unitario de roca. El factor de Carga (FC) se expresa en Kg/m³.

$$\mathbf{FC = We / V \text{ (kg/m}^3\text{)}}$$

Donde:

FC = factor de carga (kg/m³)

We = cantidad de explosivo por taladro (kg)

V = volumen de roca por taladro (m³)

2.3. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS

- **Beneficio:** Conjunto de procesos físicos, químicos y/o físico-químico que se realizan para extraer o concentrar las partes valiosas de un agregado de minerales. y/o para purificar, fundir o refinar metales; comprende preparación mecánica, metalúrgica y refinación.
- **Burden:** Distancia más corta al punto de alivio al momento que un taladro detona, considerando al alivio como la cara original del banco o bien como una cara interna creada por una hilera de taladros que han sido previamente disparados” (Konya). Es la distancia entre un taladro cargado con explosivos a la cara libre de una malla de perforación. El burden depende básicamente del diámetro de perforación, de las propiedades de la roca y las características del explosivo a emplear.
- **Buzamiento:** Ángulo vertical medido entre el horizontal y un plano inclinado; este ángulo se mide hacia abajo y varía de 0° a 90°. **5**
- **Cámaras de acumulación:** Son secciones definidas para la acumulación temporal de mineral y /o desmonte.
- **Carguío:** Consiste en la carga de material mineralizado del yacimiento para conducirlo a los posibles destinos, ya sea el chancado, *stock* de mineral o botaderos de estéril. (1)
- **Costo unitario:** Es el cociente que resulta de dividir el gasto total incurrido en la producción entre el número total de unidades producidas o generadas, por lo tanto, el costo unitario tiene componentes fijos y variables. (2)
- **Costos fijos:** Conocidos como costos indirectos, son gastos que se consideran independiente de la producción. Este tipo de costos puede variar en función del nivel de producción proyectado, pero no directamente con la producción obtenida. **12** (3)
- **Costos operativos:** Son todas las operaciones unitarias y auxiliares que se desarrollan en la mina. **10** (4)
- **Costos variables:** Conocidos como costos directos, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío y

acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos, equipos. **10 (4)**

- **Espaciamiento:** Es la distancia entre taladros cargados con explosivos de una misma fila o de una misma área de influencia en una malla de perforación.
- **Explosivos:** Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión ocasionando efectos destructivos.
- **Explotación:** Desarrollo de las operaciones mineras en sí, de un yacimiento dado.
- **Gases:** Fluidos sin forma emitidos por los equipos diesel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos.
- **Geomecánica:** Se ocupa del estudio teórico y práctico de las propiedades y comportamientos mecánicos de los materiales rocosos. Básicamente este comportamiento geomecánico depende de los siguientes factores: Resistencia de la roca, grado de fracturación del macizo rocoso y la resistencia de las discontinuidades.
- **Matriz rocosa:** Es el material rocoso exento de discontinuidades o bloques de roca intacta.
- **Mina:** Es un yacimiento mineral que se encuentra en proceso de explotación.
- **Mineral:** Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en lo interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, piedras, etc.
- **Minería:** Actividad desarrollada por el hombre para la extracción de productos minerales que se encuentran en la corteza terrestre y que tienen algún valor económico.
- **Nivel:** Cuando el mineral proviene de varios niveles es transportado por un nivel hasta el pique y/o rampa o exterior, este es denominado principal o nivel general de transporte.
- **Operaciones mina:** Conjunto de operaciones encaminadas a la extracción de los minerales útiles como la perforación y voladura, sostenimiento, movimiento de mineral y/o desmonte, tráfico de personal, instalación de tuberías de agua y aire comprimido, relleno hidráulico etc. con el menor costo y tiempo, la máxima seguridad minera, salud ocupacional y conservación del medio ambiente. **23 (5)**

- **Pilar:** Bloque sólido de mineral o de roca dejado en un lugar para sostener la estructura del pozo, de las paredes o del techo de la mina.
- **Potencia:** Es el espesor del filón o depósito, medido perpendicularmente a las cajas en el punto considerado. Generalmente se da el espesor o potencia media del filón. **10 (4)**
- **Procedimiento:** Sucesión cronológica de operaciones concatenadas entre sí, que se constituyen en una unidad de función para la realización de una actividad o tarea específica dentro de un ámbito predeterminado de aplicación. Todo procedimiento involucra actividades y tareas del personal, determinación de tiempos de métodos de trabajo y de control para lograr el cabal, oportuno y eficiente desarrollo de las operaciones.
- **Proceso de voladura:** Es un conjunto de tareas que comprende: el traslado del explosivo y accesorios de los polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo.
- **Tajo:** Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral.
- **Tajo de explotación:** Son cavidades donde se explota de forma verticales o sub verticales de gran espesor. **27**
- **Secuencia de detonación:** El objetivo es crear caras libres dentro de la masa de la roca durante la tronadura, controlar la energía explosiva disponible, mejorar la fragmentación, proporcionar alivio y controlar el desplazamiento de la masa de roca y reducir la fractura fuera de la última línea de barrenos y la fractura de los extremos, controlar la vibración del suelo (frecuencia, PPV) y la onda aérea, reducir los requerimientos de explosivo y reducir los kilos de explosivo que detonan a la vez.
- **VCR.:** Es un método de explotación que consiste en extraer el mineral comprendido entre dos niveles de espaciamento vertical de aproximadamente 60 metros, se desarrolla un nivel superior a lo largo y ancho de la estructura mineralizada para preparar una cámara superior de perforación desde la cual opera la perforadora. **31 (6)**

- **Veta:** Cuerpos de mineral en forma alargada, limitados por planos irregulares de rocas denominadas "cajas". Generalmente una veta es muy parada o vertical. Cuando la veta aparece tendida o echada en el Perú se le denomina "manto".
- **Zonificación:** Son perforaciones verticales; con el objetivo de extraer e identificar reservas, leyes del mineral a explotar.

CAPÍTULO III METODOLOGÍA

3.1. MÉTODO, ALCANCE Y NIVEL DE INVESTIGACIÓN

3.1.1. MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN

De acuerdo al objetivo de estudio, se ha aplicado el nivel de investigación científico, porque se ha obtenido resultados muy claros y precisos ligados al punto de estudio planteado.

3.1.2. ALCANCE DE LA INVESTIGACIÓN

Para tener un amplio conocimiento en el estudio de la investigación se asume el método aplicativo, donde se considera llevar a la práctica las teorías generales.

3.1.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

Se ha trabajado en el nivel de investigación descriptivo - correlacional, puesto que se han descrito procesos del diseño de método de explotación con taladros largos y correlacional, porque está relacionado a las decisiones y subvención económica de las operaciones mineras.

3.2. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación es de tipo experimental, porque se han manipulado las variables independientes para lograr los resultados de la investigación.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

Compuesta por todos los tajos de explotación con el método de taladros largos de la Compañía Minera Casapalca S.A.

3.3.2. MUESTRA

La muestra está conformada por el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca.

3.4. TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1. TÉCNICAS EN LA UTILIZACIÓN DE DATOS

Durante la investigación se han utilizado técnicas de forma continua adecuadas para la obtención de los datos, entre ellas:

- **Observación directa.**

Se formó parte del grupo de trabajo operativo de explotación para obtener datos detallados de la investigación.

- **Entrevista no estructurada.**

Conversación a profundidad del tema de investigación con una serie de preguntas dirigidas hacia los profesionales especialistas y el personal operativo (perforista simba) quienes han proporcionado información detallada y efectiva.

- **Revisión de documentos.**

En la investigación se han revisado datos de tipo bibliográfico y fueron recolectados de un gran número de fuentes, con la finalidad de obtener una revisión exhaustiva de los documentos.

3.4.2. INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS

- Flexómetro, distancio metro, escalímetro, martillo de Smith.
- Ordenador, Software de Microsoft office, para la elaboración y procesamiento de los datos obtenidos.
- Acceso al servicio de internet, para la obtención de información.
- Útiles de escritorio para la toma de datos.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIONES

4.1. DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN REEMPLAZADA POR TALADROS LARGOS

4.1.1. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN UTILIZADA

CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

En el año 2018, la Compañía Minera Casapalca venía utilizando el método de explotación corte y relleno ascendente en realce semi mecanizada en el tajo 012, realizada por una empresa especializada, la que se encarga de las operaciones mineras tanto en las secciones de cuerpo y vetas

DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO EN EL TAJO 012

- Longitud de 120 m
- Altura de 50 m
- Ancho de minado de 3 m
- Alas de explotación (E y W) de 60 m
- Chimenea central de doble compartimiento para acceso de personal e izaje de materiales a la misma vez delimitan las alas de explotación.
- Un buzón echadero (ore pass) con una tolva de chuteo, para el descargue del mineral roto del tajo hacia la galería principal para luego ser transportado por locomotora hacia el pique 790.

- Programa de producción mensual de mineral de 2000 Ton, para su minado se utilizaba el método de corte y relleno ascendente semi mecanizado con relleno hidráulico.
- El mineral era arrancado por franjas horizontales empezando por la parte inferior a través de un sub nivel y avanzando verticalmente hacia el nivel superior.
- Una vez terminada con la extracción del mineral de una de las alas del tajo se procede con el relleno y el volumen correspondiente, el cual ha servido de piso de trabajo y al mismo tiempo ha permitido sostener las cajas del tajo.
- La explotación se inicia del sub nivel que está sobre un puente de seguridad de 3 m de la galería principal inferior (Gal. 755 SW) Nv. 18, se realiza en una cámara central que inicia del buzón - camino dos cortes arriba de las alas del tajo que sirve de cara libre para realizar la voladura de los taladros perforados a lo largo de las alas E y W.

DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Galerías de transporte

Construida a lo largo del yacimiento en un nivel principal de sección de 9 pies x 9 pies del Tajo 012 que está delimitado en la parte inferior y superior respectivamente por las siguientes:

- **Una galería principal inferior Gal. 755 SW:** Ubicado en el nivel 18 emplazada a lo largo de la base del tajo
- **Una galería principal superior Gal. 150 SW:** Ubicado en el nivel 17. Ambas conectadas por dos chimeneas de bloqueo que permiten el acceso al tajo ya sea por la parte inferior o superior de este.

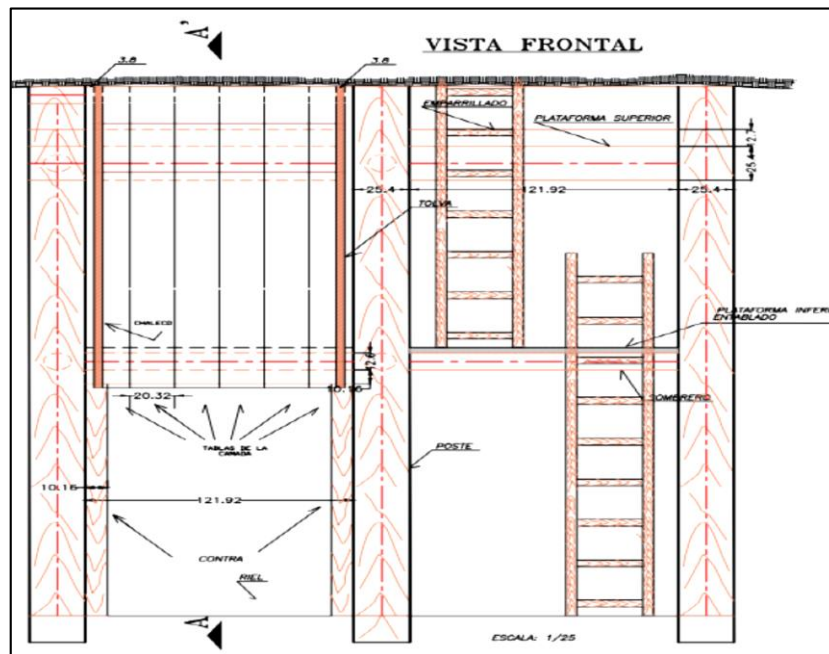
CHIMENEAS

- **Chimeneas de bloqueo:** Para la delimitación del tajo se tiene dos chimeneas de bloqueo a los extremos del tajo ubicadas a 120 m entre sí, conectadas a las galerías principales inferior y superior, que sirven para el acceso de personal y ventilación, estas chimeneas tienen una sección de 1,20 m x 2,40

m con una altura de 50 m que consta de dos compartimientos, las cuales constituyen el camino con escaleras de madera para tránsito de personal y buzón.

- **Chimenea central:** Es una chimenea de doble compartimento construida en la parte central del tajo el cual delimita los extremos (alas) del tajo a 60 m de cada lado, también es utilizado de camino e izaje de materiales, con una sección de 1,20 m x 1,50 m en la caja piso de la veta. Asciende de acuerdo al avance del minado.

Figura 11: Estándar de chimenea en la compañía minera Casapalca.S.A.



Fuente: Área de planeamiento.

- **Echadero (Buzón):** Construido en la caja piso de la veta y ubicado en la parte central del tajeo paralelo a la chimenea central con una sección de 1,5 m x 1,5 m utilizado para la descarga del mineral rota en el tajo, cuenta con una tolva de chuteo en la galería principal inferior y una parrilla metálica en el tajo.

a realizar una perforación en retirada tanta así al este como hacia al oeste de cada ala del tajo,

- **Indicadores de Perforación**

La perforación se realiza de acuerdo a los indicadores que se puede realizar en una guardia con el número de personal adecuado, en este caso para el tajeo se cuenta con 3 personas 1 maestro perforista, 1 ayudante perforista y 1 operador de scooptram para limpieza del tajo, en una jornada de 8 horas, con 5 horas efectivas de trabajo.

VOLADURA

La voladura del tajo depende mucho de la malla de perforación para obtener una buena fragmentación del mineral a romper, así como los factores de carga y potencia para el carguío de los taladros se utilizó explosivos, Emulnor 3000 como carga explosiva, en cuanto a los accesorios de voladura usamos el Carmex de 7 y 9 pies con mecha rápida, con factor de carga de 0.63 Kg/Ton

En la preparación del cebo se utiliza punzón de cobre y para el carguío en los taladros se realiza con atacadores, una vez culminado el carguío se realiza el amarre y encendido

SOSTENIMIENTO

Se realiza de acuerdo a la recomendación del área de geomecánica, donde sugieren la colocación de split set de 5 y 7 pies de longitud con plantillas de madera y/o puntales de seguridad según las condiciones que se presentan para garantizar la seguridad de los trabajadores.

LIMPIEZA, ACARREO Y TRASPORTE DE MINERAL

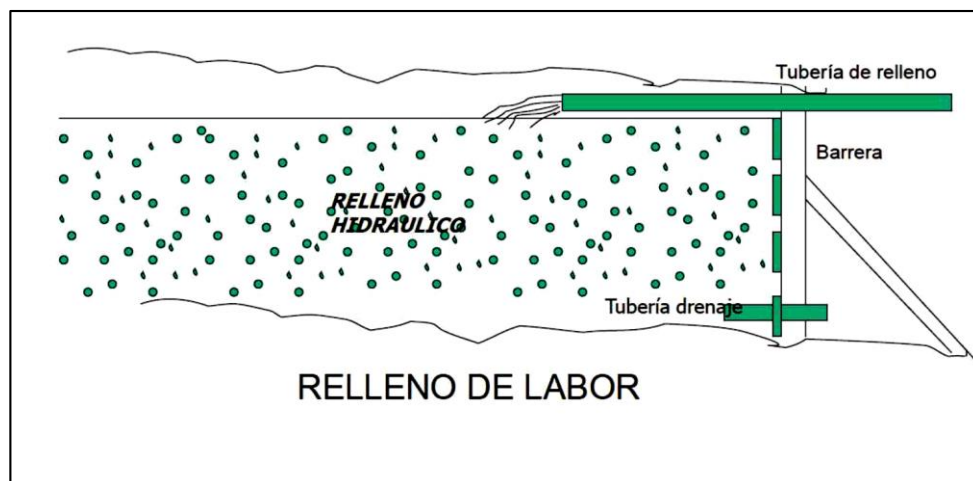
La limpieza del mineral roto producto de la voladura se realiza con un scooptram eléctrico ATLAS COPCO, TOROD-2 de 1,5 yd³ de capacidad desde unas de las alas de tajo hacia el ore pass (echadero), para luego ser transportado por medio de una locomotora con un tren de 6 Grambys retráctil con quinta rueda, de 3,8 toneladas cada uno, hacia el pique 790.

RELLENO HIDRÁULICO

Una vez culminada la limpieza del mineral, el tajo vacío es rellenado con relave, para esto se procede a realizar el marcado de la gradiente donde debe ser a 2,40 m del techo antes del disparo siguiente esto con el apoyo de un topógrafo.

El relleno sirve para sostener las paredes y como plataforma de trabajo para las personas y equipos cuando se mina el siguiente corte. Consiste en relaves provenientes de la planta concentradora. Para su aplicación es conveniente que siempre estén construidas las chimeneas de servicio comunicadas a las chimeneas de bloqueo para realizar las instalaciones de tubería de relleno hacia el lado del tajo a rellenar, antes de iniciar el relleno se debe realizar la preparación de barreras de madera en los ingresos y salidas del tajo para evitar fugas de relave.

Figura 13: Diseño de relleno hidráulico en tajos convencionales.



Fuente: Isamin Ingenieros SAC

4.2. CÁLCULOS Y ANÁLISIS GEOMECÁNICOS DEL TAJO (RQD - RMR)

El registro de los datos que se han realizado en el campo, ha sido a través del mapeo geomecánico de las zonas de estudio utilizando la clasificación geomecánica RMR del macizo rocoso.

4.2.1. CÁLCULO DEL ÍNDICE RQD

Se ha utilizado la siguiente fórmula desarrollada por DEERE. Para estimar el RQD de las cajas y mineral.

Según fórmula:

$$100e^{-0.1(\lambda)}(0.1\lambda + 1)$$

Donde:

λ = número de fisuras/longitud

Caja Techo:

$$100e^{-0.1(12)}(0.1 \cdot 12 + 1) = 66.26$$

Mineral:

$$100e^{-0.1(14)}(0.1 \cdot 14 + 1) = 59.18$$

Caja piso:

$$100e^{-0.1(13)}(0.1 \cdot 13 + 1) = 62.68$$

Valoración de la roca según el índice RQD

Tabla 3: Clasificación de parámetros individuales utilizados en la clasificación de rocas.

| RQD | ORCK MASS QUALITY |
|-----------|-----------------------------|
| | (calidad de la masa rocosa) |
| <25 | Muy pobre |
| 25 - 50% | Pobre |
| 51 - 75% | Regular |
| 76 - 90% | Bueno |
| 91 - 100% | Muy bueno |

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

El resultado obtenido del RQD, es de calidad de roca REGULAR.

4.2.2. CÁLCULO DEL ÍNDICE DE Q DE BARTON.

Determina la calidad del macizo rocoso y se ha aplicado en definición del requerimiento en excavaciones subterráneas.

Definida a partir de 6 parámetro

$$Q = \frac{RQD}{JN} \times \frac{JR}{JA} \times \frac{JW}{SRF}$$

Tabla 4: Índice de calidad de roca de la veta.

| PARAMETROS | CAJA | | |
|--------------------|--------------|-------------|--------------|
| | TECHO | MINERAL | CAJA PISO |
| RQD | 66.26 | 59.18 | 62.68 |
| Jn | 2 | 3 | 2 |
| Jr | 3 | 3 | 3 |
| Ja | 1 | 1 | 1 |
| Jw | 0.66 | 0.66 | 0.66 |
| Srf: | 5 | 5 | 5 |
| Q de BARTON | 13.11 | 7.81 | 13.51 |

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974).

Tabla 5: Calcificación de roca según el índice Q de BARTON.

| | | | |
|--------------------------------|--------------------------|---|-------------------------------|
| Calidad excepcionalmente buena | $400 \leq Q \leq 1000$ | → | $\Delta Q \approx \pm 100$ |
| Calidad extremadamente buena | $100 \leq Q \leq 400$ | → | $\Delta Q \approx \pm 40$ |
| Calidad muy buena | $40 \leq Q \leq 100$ | → | $\Delta Q \approx \pm 8$ |
| Calidad buena | $10 \leq Q \leq 40$ | → | $\Delta Q \approx \pm 3$ |
| Calidad regular | $4 \leq Q \leq 10$ | → | $\Delta Q \approx \pm 1.5$ |
| Calidad mala | $1 \leq Q \leq 4$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.3$ |
| Calidad muy mala | $0.1 \leq Q \leq 1$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.01$ |
| Calidad extremadamente mala | $0.01 \leq Q \leq 0.1$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.005$ |
| Calidad excepcionalmente mala | $0.001 \leq Q \leq 0.01$ | → | $\Delta Q \approx \pm 0.0005$ |

Fuente: Índice de calidad de excavación de túneles Q (según Barton 1974)

4.2.3. CÁLCULO DEL ÍNDICE DE BIENIAWSKI O RMR 89

Su análisis ha contribuido al sistema de clasificación del macizo rocoso que permite a su vez relacionar índice de calidad con parámetros de diseño y sostenimiento de labores mineras subterráneas.

Tabla 6: Descripción del cálculo del índice RMR de Bieniawski.

| PARAMETROS | CAJA PISO | MINERAL | CAJA TECHO |
|------------------------------|---|---|---|
| RESIST. COMP. UNIAXIAL (MPa) | 120 MPa | 120 MPa | 120 MPa |
| RQD % | 50.57 | 52.49 | 53.14 |
| ESPACIAMIENTO | 0.6 - 2 | <60mm | 0.6 - 2 |
| PERSISTENCIA | 3 -10 m | 1 -3 m | 3 -10 m |
| APERTURA | 1 - 5 mm | 1 - 5 mm | 1 - 5 mm |
| RUGOSIDAD | moderado rugoso | moderado rugoso | moderado rugoso |
| RELLENO | duro > 5 mm | Relleno duro > 5 mm | duro > 5 mm |
| ALTERACIÓN | ligero alterado | Moderado alterado | ligero alterado |
| AGUA SUBTERRANEA | húmedo - mojado | húmedo - mojado | húmedo - mojado |
| ORIENTACIÓN | 75° perpendicular al eje de excavación | 75° perpendicular al eje de excavación | 75° perpendicular al eje de excavación |

Fuente: Índice de calidad de roca desarrollado por Bieniawski (1989)

Estimación del GSI en base a descripciones geológicas de la veta. Relación entre RMR y GSI: **GSI = RMR - 5**

Tabla 7: Resultados de GSI en tajo 012 nivel 18 zona La Oroya.

| | RMR | GSI |
|------------|-----|-----|
| CAJA TECHO | 66 | 61 |
| MINERAL | 59 | 54 |
| CAJA PISO | 62 | 57 |

Fuente: Elaboración propia.

- Densidad de mineral: 3 tn/m³
- Densidad de desmonte: 2,8 tn/m³
- RMR caja techo: 53
- RMR caja piso: 50
- RMR mineral: 52

CICLO DE MINADO DEL NIVEL 18 TAJO 012

Preparación de la labor

La preparación de la labor en el nivel 18 (inferior) es como sigue; galería 775 SW y by pass 730 y nivel 17 (superior), el sub nivel 12, galería 150 SW y By pass 150 SW siendo la longitud de perforación 12 metros (positivo y negativo)

Desarrollo y preparación

Para esta fase se ha realizado una preparación adecuada en las labores mencionados en la parte superior.

Nivel 18 inferior

En este nivel está ubicado la galería 755 SW, el mismo que se venía utilizando con el método de explotación de corte y relleno, ésta labor es por donde se accede a la zona mineralizada y transporte del mineral.

Nivel 17 superior

Se tiene a la galería 150 SW que es la principal del nivel.

- **By pass 730 SW**; esta labor en el nivel inferior a lo largo del tajo con una sección de 3,0 m x 3,0 m que está conectada a la galería 755 SW donde se traslada el mineral roto del tajo.
- **By pass 150 SW**; está construido en el nivel superior para el acceso al tajo con una sección de 3,0 m x 3,0 m éste se comunica a la galería 150 SW y al tajo por medio de la rampa.

Sub nivel 12

Construido con una sección de 3,0 m x 3,0 m, donde se inicia la perforación de los taladros largos.

Se ha preparado 5 ventanas con secciones de 3,0 m x 3,0 m para la extracción del mineral.

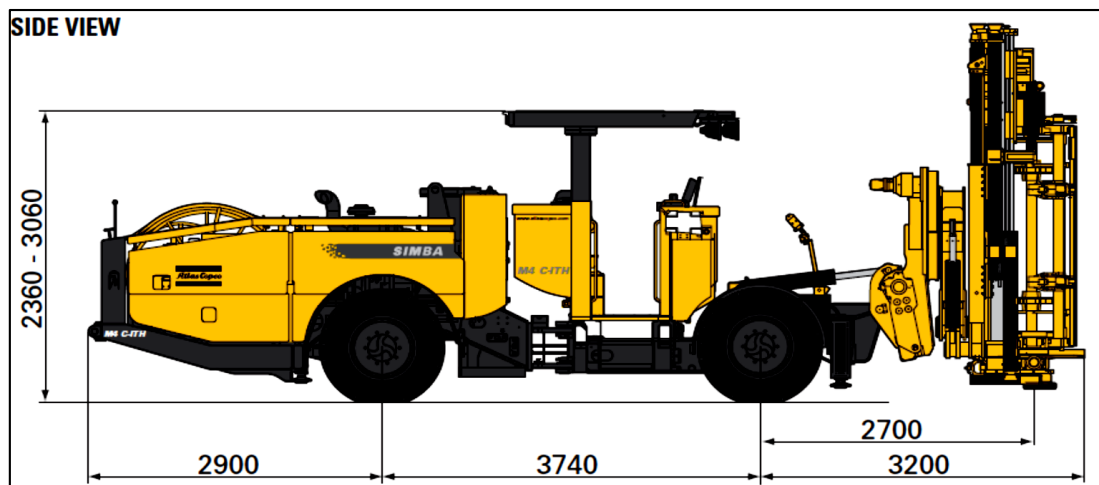
PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS EN EL TAJO 012

Con la implementación del método Sub Level Stopping con taladros largos, el Tajo 012 está conformado por 4 paneles de 60 metros de longitud, altura de panel de 24 metros, donde se realiza taladros en forma de abanico positivos y negativos de 12 metros de longitud en ambos sentidos, se utiliza broca de 64 milímetros de diámetro con la finalidad de minimizar la desviación de los taladros así mismo una columna de perforación de 10 barrenos de 4 pies.

Características del equipo de perforación simba h157 / boomer h 104

- Longitud: 9,46 metros
- Ancho: 1,36 metros
- Altura: 1,99 metros
- Diámetro de taladro: 51-76 milímetros
- Longitud de Taladro: 15 metros
- Portador; Dirección articulada de 4 ruedas.
- Frenos de disco sumergidos en aceite hidráulico en ambos ejes.
- Sistema de dos circuitos de estacionamiento / frenos de emergencia.
- Funcionamiento hidráulico eléctrico 1000 voltios.
- Tren hidráulico diésel de 3 cilindros
- Deutz motor, velocidad de desplazamiento máxima 8 km / h
- Longitud de riel:
- 2,7 metros para barras de 1,2 metros.
- 3,0 metros para barras de 1,5 metros.

Figura 15: Características de simba h157 / boomer h 104.



Fuente: Atlas Copco

VOLADURA DE TALADROS LARGOS

En este proceso, los taladros se han cargado manteniendo la salida en “V”, la secuencia de salida se ha realizado en retirada partiendo de un extremo del tajo, no se ha trabajado por ningún motivo o circunstancia sin el diseño de malla de perforación de los taladros y sin el plan de voladura.

Tabla 8: Explosivos usados en la voladura de los taladros largos.

| EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS |
|-------------------------|
| Examon p |
| Emulnor |
| Cordón detonante |
| Fanel |
| Fulminante de retardo |
| Carmex |
| Mecha rápido |

Fuente: Propia del autor

LIMPIEZA Y ACARREO

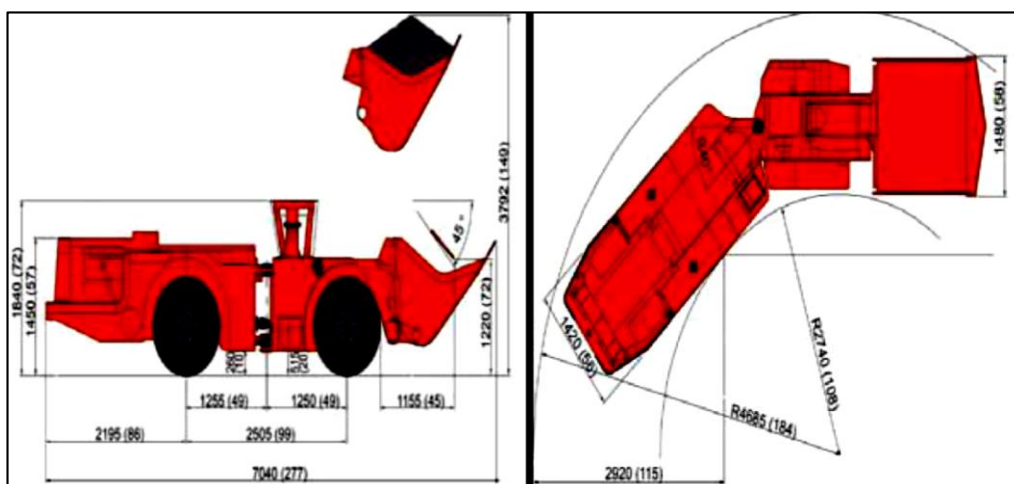
La limpieza del mineral se ha realizado con el equipo scooptram diésel de 2,2 yd³, este equipo cuenta con un telemando, para la limpieza, el operador se ha ubicado a una distancia segura y adecuada que le ha permitido tener visualización para operar el control remoto, la limpieza y extracción del mineral se ha realizado desde

las ventanas del tajo, donde se ha acumulado el mineral roto que cae por gravedad desde la parte superior, para luego ser transportado por medio de una locomotora con un tren de 6 Grambys de 3,8 Tn3 hacia los echaderos del pique 790 de la zona La Oroya que se encuentra aproximadamente a unos 1250 m la extracción efectiva en una guardia es de 8 viajes que equivale a 182,4 Ton éste mineral es sacado a las tolvas de la superficie por el pique 790.

Características de equipo de limpieza

- Modelo BF6L914
- Año fabricación 2008
- Potencia HP 95
- Numero de cilindros 6
- Consumo específico Gal/h 2,78
- Capacidad 2,2 yd³
- Largo milímetros 7040
- Ancho milímetros 2230
- Alto milímetros 1840
- Altura máxima milímetros 3792
- Peso toneladas 8,7

Figura 16: Scooptram Tamrock Wagner LDH – 26.



Fuente: Atlas Copco

SOSTENIMIENTO

Este proceso se realiza analizando las características geomecánicas y dimensiones del Tajo 012, el sostenimiento que se ha realizado es solo en la corona del tajo con pernos y mallas según recomendación y evaluación geomecánica para garantizar las operaciones.

4.3.2. COMPARATIVO DE DILUCIÓN POR LOS DOS MÉTODOS EN LA EXPLOTACIÓN DE ESTE TAJO.

Para determinar la dilución de los métodos de explotación que se ha utilizado en este tajo ha sido la fórmula de O' hara.

$$dilucion = \frac{k}{\sqrt{w \times sen \beta}}$$

Donde:

W: Potencia de la veta (metros)

B: Buzamiento

k: Constante del método de minado (k: 50 para subniveles; k: 25 para corte y relleno)

También se ha calculado la dilución con relación del estéril o desmonte

$$dilucion = \frac{D}{D + W}$$

Donde:

D: Desmonte (m.)

W: Potencia de la veta (m.)

Tabla 9: Dilución de los métodos aplicados en el tajo.

| MÉTODO DE EXPLOTACIÓN | POTENCIA DE VETA | BUZAMIENTO | CONSTANTE | DILUCIÓN | DESMONTE | ANCHO DE MINADO |
|-----------------------|------------------|------------|-----------|----------|----------|-----------------|
| CORTE Y RELLENO | 2.5 | 75° | 25 | 16.37% | 0.5 | 3 |
| SUB LEVEL STOPING | 2.5 | 75° | 50 | 32.74% | 1.2 | 3.7 |

Fuente: Propio del autor

4.3.3. EFICIENCIA Y PRODUCTIVIDAD DE LOS MÉTODOS APLICADOS EN EL TAJO

Para determinar la productividad de ambos métodos de explotación, se ha considerado el ancho de minado, características geométricas del yacimiento y el régimen laboral actual de la Compañía Minera Casapalca, donde considera 25 días de trabajo por mes, con 8 horas/día, 2 guardias/día, siendo los horarios de ingreso a interior mina los siguientes: turno día (12:00pm a 8:00 pm, turno noche: (11:00 pm a 7:00 am). Este horario se ha tenido en cuenta para optimizar las operaciones.

Tabla 10: Descripción de los recursos del tajo.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UNIDAD |
|----------------------|-----------|-------------------|
| Longitud de tajo | 120 | m. |
| Altura de tajo | 46 | m. |
| Potencia de veta | 2.5 – 3.0 | m. |
| Densidad de mineral | 3 | tn/m ³ |
| Densidad de desmonte | 2.8 | tn/m ³ |

Fuente: Propia del autor.

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO

Para realizar este cálculo se ha tomado en cuenta los indicadores de perforación y voladura que se realizan con los trabajadores durante las jornadas de trabajo.

Tabla 11: Indicadores para el cálculo de la productividad con el método de Corte y Relleno.

| INDICADORES | DESCRIPCIÓN | UNIDAD |
|--------------------------|--------------------|----------------------|
| Labor | semi mecanizado | |
| N° de taladros | 30 | Und |
| Longitud perforados | 8 | Pies. |
| Longitud de avance | 2.2 | m |
| Densidad de mineral | 3 | Ton / m ³ |
| Ancho de minado | 3 | m |
| Metro perforados / gdia. | 2.2 | m |
| Metros perforados / día | 4.4 | m. |
| Metros perforados / mes | 246 | m. |
| Volumen roto / disparo | 26.4 | m ³ |
| Volumen roto / día | 52.8 | m ³ |
| Volumen roto / mes | 1320 | m ³ |
| Tn. Roto / disparo | 79.2 | ton |
| Tn. Roto / día | 158.4 | ton |
| Tn. Roto / mes | 3960 | ton |

Fuente: propia del autor

En la tabla se muestra de cuando se explota de este método, se debía tener una producción estimada mensual de 3960 toneladas, de acuerdo a los cálculos obtenidos, pero se considera las demoras operativas y otros trabajos de servicio y operaciones unitarias.

PRODUCTIVIDAD DEL MÉTODO CON TALADROS LARGOS

Tabla 12: Indicadores de producción con el método de taladros largos.

| INDICADORES | DESCRIPCIÓN | UNIDAD |
|------------------------------|-------------|----------------------|
| Numero de disparos | 1 | disparo/día |
| Longitud de taladro | 12 | m. |
| Diámetro de taladro | 64 | mm. |
| Diámetro de rimado | 127 | mm. |
| Factor de perforación | 8 | hrs. |
| Horas de operación/gdia. | 5 | Hrs/gdia. |
| Horas efectivas/día | 144 | M/gdia. |
| Días de perforación en panel | 22 | días |
| N° de taladros producción | 24 | tal/disparo |
| Volumen por tal. Producción | 27.00 | M ³ /tal. |
| Volumen roto /disparo | 648.00 | m ³ |
| Volumen roto/día | 1296.00 | m ³ |
| Volumen roto/mes | 19440 | m ³ |
| Tonelada roto/disparo | 81.00 | Ton. |
| Tonelada roto /día | 162.00 | Ton. |
| Tonelada roto/mes | 4860 | Ton. |

Fuente: Propia del autor.

En la tabla se muestra que la producción estimada es de 4860 toneladas por mes, se tiene en claro que en el cambio de método de taladros largos se debe priorizar la seguridad y efectividad de trabajo, ésta toma en cuenta a una buena supervisión en las operaciones unitarias propias en el tajo, se tiene un programa mensual de 4500 toneladas.

PROGRAMA DE PRODUCCIÓN MENSUAL

El programa de producción mensual publica y hace entrega el área de planeamiento geología e ingeniería, para el cumplimiento respectivo. En las tablas siguientes mostraremos un resumen de los programas de producción de ambos métodos.

Tabla 13: Programa de producción mensual del método corte y relleno.

| AÑO | MES | SECCIÓN | FASE | NIVEL | LABOR | TONELADAS |
|------------|------------|----------------|-------------|--------------|--------------|------------------|
| 2018 | enero | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | febrero | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | marzo | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | abril | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | mayo | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | junio | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | julio | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | agosto | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | setiembre | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |
| 2018 | octubre | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 2000 |

Fuente: Propia del autor

Tabla 14: Programa de producción mensual del método con taladros largos.

| AÑO | MES | SECCIÓN | FASE | NIVEL | LABOR | TONELADAS |
|------------|------------|----------------|-------------|--------------|--------------|------------------|
| 2018 | noviembre | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2018 | diciembre | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | enero | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | febrero | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | marzo | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | abril | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | mayo | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | junio | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | julio | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |
| 2019 | agosto | oroya | explotación | 18 | tajo 012 | 4500 |

Fuente: Propia del autor.

CUMPLIMIENTO DEL PROGRAMA

Inicialmente el Tajo 012 de la zona La Oroya, era explotado por el método de corte y relleno ascendente (realce), debido a que los demás tajos de la zona La Oroya eran explotados con el mismo método. Por las dimensiones que presenta dicho tajo, se tenía una producción programada de 2000 toneladas por mes, durante los meses se tiene un cumplimiento del 85% al 95% debido a las demoras como el ciclo del minado, relleno hidráulico y demás demoras operacionales que sumaban de 3 a 4 guardias.

Al implementar el método de taladros largos en el Tajo 012 para su minado, se ha logrado cumplir con la producción programación a 4500 toneladas en un tiempo

menor de lo estimado. Se logra este incremento aprovechando los equipos que cuenta la Compañía Casapalca ya que de este método es utilizado en la sección de cuerpos. Para la aplicación de taladros largos se contó con el profesionalismo de los ingenieros del área de operaciones y planeamiento.

Tabla 15: Cumplimiento de producción por el método de corte y relleno.

| AÑO | MES | SECCIÓN | FASE | NIVEL | LABOR TAJO | N° GRAMBYS | AVANCE | CUMPLIMIENTO | PROGRAMA |
|------|-----------|---------|-------------|-------|---------------|---------------|--------|--------------|----------|
| 2018 | Enero | Oroya | explotación | 18 | 012 | 536 | 2036,8 | 99,83% | 2000 |
| 2018 | Febrero | Oroya | explotación | 18 | 012 | 460 | 1748 | 86,40% | 2000 |
| 2018 | Marzo | Oroya | explotación | 18 | 012 | 400 | 1520 | 76,00% | 2000 |
| 2018 | Abril | Oroya | explotación | 18 | 012 | 523 | 1987,4 | 99,37% | 2000 |
| 2018 | Mayo | Oroya | explotación | 18 | 012 | 525 | 1995 | 98,75% | 2000 |
| 2018 | Junio | Oroya | explotación | 18 | 012 | 430 | 1634 | 80,70% | 2000 |
| 2018 | Julio | Oroya | explotación | 18 | 012 | 460 | 1748 | 81,56% | 2000 |
| 2018 | Agosto | Oroya | explotación | 18 | 012 | 441 | 1675,8 | 83,78% | 2000 |
| 2018 | Setiembre | Oroya | explotación | 18 | 012 | 418 | 1588,4 | 83,24% | 2000 |
| 2018 | Octubre | Oroya | explotación | 18 | 012 | 465 | 1767 | 88,53% | 2000 |

Fuente: Propia del autor

Tabla 16: Cumplimiento de producción por el método de taladros largos.

| AÑO | MES | SECCIÓN | FASE | NIVEL | LABOR TAJO | N° GRAMBYS | AVANCE | CUMPLIMIENTO | PROGRAMA |
|------|-----------|---------|-------------|-------|---------------|---------------|--------|--------------|----------|
| 2018 | Noviembre | Oroya | explotación | 18 | 012 | 850 | 3230 | 99.76% | 4500 |
| 2018 | Diciembre | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1115 | 4237 | 94.16% | 4500 |
| 2018 | Enero | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1185 | 5403 | 100.07% | 4500 |
| 2018 | Febrero | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1190 | 4522 | 100.04% | 4500 |
| 2018 | Marzo | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1186 | 4506 | 100.15% | 4500 |
| 2018 | Abril | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1185 | 4503 | 100.07% | 4500 |
| 2018 | Mayo | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1190 | 4523 | 100.49% | 4500 |
| 2018 | Junio | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1188 | 4514 | 100.32% | 4500 |
| 2018 | Julio | Oroya | explotación | 18 | 012 | 1190 | 4522 | 100.34% | 4500 |
| 2018 | Agosto | Oroya | Explotación | 18 | 012 | 1189 | 4517 | 100.51% | 4500 |

Fuente: Propia del autor.

4.4. CÁLCULOS DE PARÁMETROS Y DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA EL TAJO 012

Los diseños de las mallas de perforación están programados por el área de planeamiento y operaciones mineras.

4.4.1. CÁLCULOS CON LOS MODELOS MATEMÁTICOS PARA EL DISEÑO DE LAS MALLAS DE PERFORACIÓN

CARACTERÍSTICAS DEL TAJO

- Longitud de Barras de perforación: 4 pies
- Diámetro de broca: 64 mm
- Diámetro de rimado: 127 mm
- Longitud de perforación: 12 m (39 pies)
- N° de taladros: 12 unidades por fila
- Potencia de la veta: 2,5 m a 3,5 m
- Ancho de minado: 3,0 m
- Altura del block: 24 m

EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS USADOS EN EL TAJO

- **Examon P** = densidad compacta: 0,85 (g/cm³), VOD: 3200 m/s
- **Emulnor 3000 de 1 ¼ x 12'**= densidad: 1.14 (g/cm³), VOD: 5700 confinado.
- **Cordón detonante 80 P** = VOD: 6800 min. Sensible al fulminante N°6
- **Fanel** = 15,0 m, periodo corto.
- **Carmex** = fulminante, mecha de seguridad, conector.

MODELO MATEMÁTICO DE PEARSE

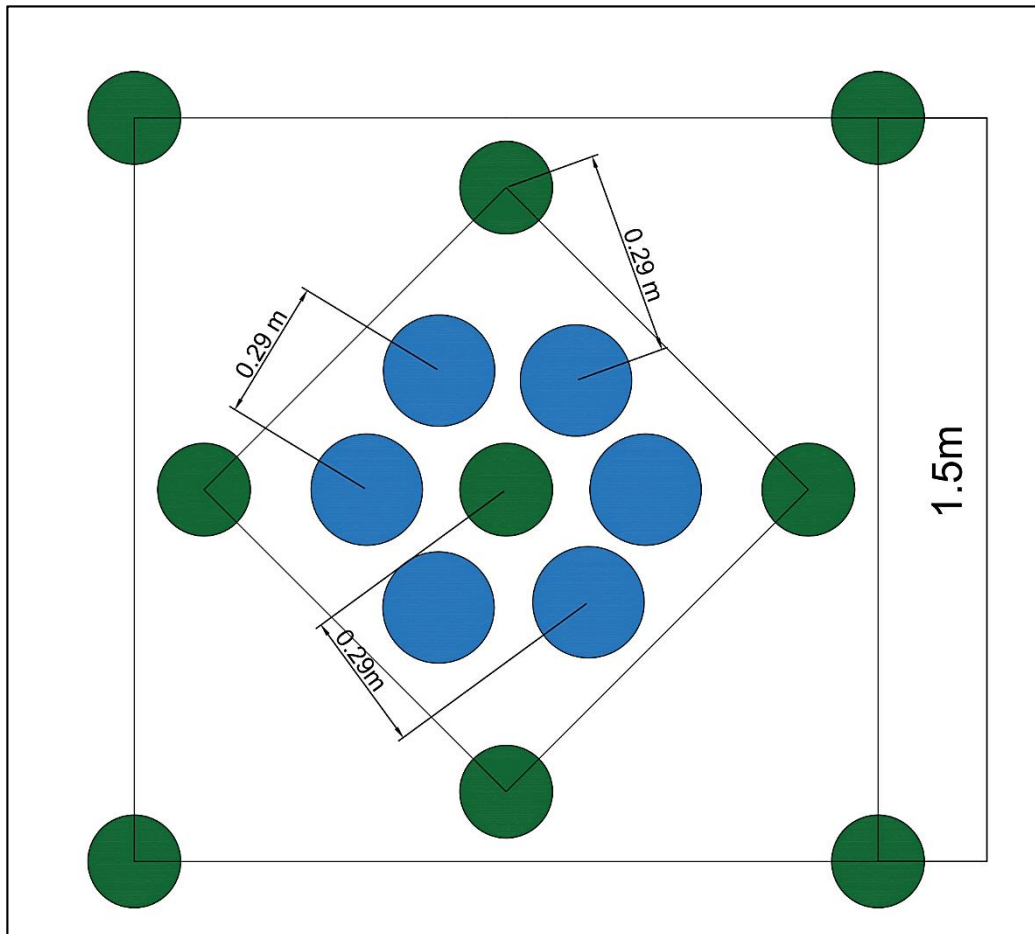
$$B = K \times D \times 10^{-3} \times (PD/RT)^{1/2}$$

Tabla 17: Cálculo de burden con el modelo matemático de Pearse.

| | |
|---|---------|
| B = burden (m) | 0,29 |
| K = constante de la roca (0.7 a 1.0) | 0,9 |
| D = diámetro de barreno (mm) | 64 |
| PD = POD del explosivo (kg/cm ²) | 40771,1 |
| RT = resistencia a trac. roca(kg/cm ³) | 154,3 |

Fuente: Propia del autor.

Figura 17: Diseño de malla de perforación del slot.



Fuente: Área de planeamiento Cía. Minera Casapalca.

La malla del slot está diseñada para una sección de 1,5 m x 1,5 m que está ubicado en el centro de la galería de producción y a un extremo para iniciar la voladura en forma de retirada. Para este diseño se ha considerado el modelo matemático de Pearse y para realizar la perforación es trabajado con el equipo ya mencionado, además ha sido controlado a la sobrerotura, debilitamiento de las paredes circundantes del tajo, en este modelo de malla se ha controlado la carga operante, la vibración y la disminución de los banquetes.

MODELO MATEMÁTICO DE LANGEFORS

$$B = \frac{D}{33} \sqrt{\frac{\rho_e \times PRP}{c \times f \times (S/B)}}$$

Tabla 18: Cálculo de Burden con el modelo matemático de Langerfords.

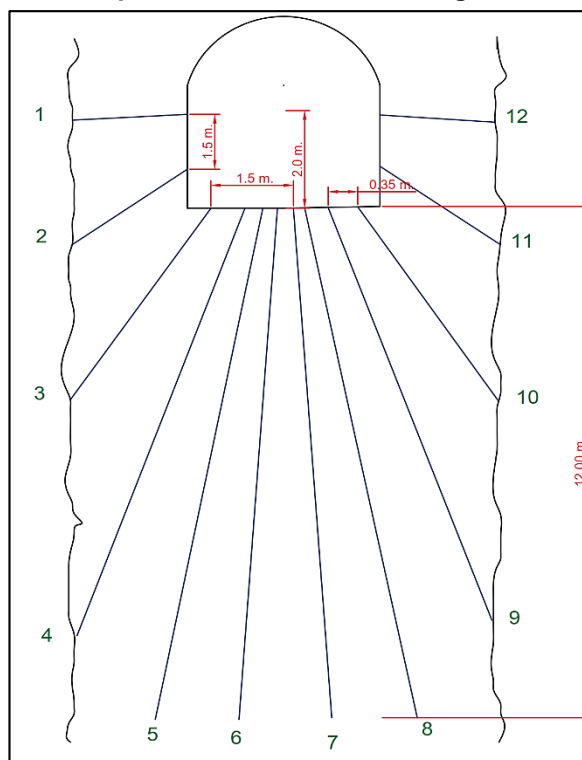
| | |
|--|------------|
| B = Burden (m). | 1.5 |
| D = Diámetro del taladro (mm). | 64 |
| C = Cte. De la roca. | 1,05 |
| PRP = potencia relativa en peso del explosivo (%) | 1,0 |
| F = factor de fijación = 0.85 (taladro inclinado) | 1,0 |
| E/V = S/B = relación de espaciamiento – Burden | 1,27 |
| ρ_e = densidad de carga (kg/dm ³) | 0,85 |

Fuente: Propia del autor

$$B = \frac{64}{33} \sqrt{\frac{0.85 \times 1.0}{1.05 \times 1.0 \times 1.27}}$$

$$B = 1.5$$

Figura 18: Diseño de malla de perforación de taladros negativos en el tajo 012.



Fuente: Área de planeamiento Cía. Minera Casapalca

4.5. CÁLCULOS DE CONSUMO DE EXPLOSIVOS EN EL TAJO 012

LONGITUD DE CARGA (LC)

$$LC = HB + SP - T$$

Hallando taco = $T = 30 \times 0,064$

$$T = 1,92m.$$

| | |
|-----------------------------------|--------------|
| LC = longitud de carga (m) | 10,08 |
| HB = altura de banco (m) | 12 |
| SP = sobre perforación (m) | |
| T = taco (m) | 1,92 |

Determinación basada en la resistencia a la compresión de la roca. En la experiencia se dice que a mayor resistencia se necesita mayor energía, por ende, se obtiene una longitud de carga de acuerdo al requerimiento de las rocas encajonantes y del mineral del tajo y de los taladros.

VOLUMEN DE ROCA (VR)

$$Vr = B \times E \times HB$$

| | |
|---|-----------|
| Vr = Volumen de roca por taladro (m ³) | 27 |
| B = Burden (m) | 1,5 |
| E = espaciamiento (m) | 1,5 |
| HB = altura de banco (m) | 12 |

TONELAJE ROTO (TN)

$$Tn = Vr \times \rho_r$$

| | |
|--|-----------|
| Tn = toneladas rotas (toneladas) | 81 |
| Vr = volumen de roca (m ³) | 27 |
| ρ_r = densidad de roca (tn/m ³) | 3 |

CARGA LINEAL (CL)

$$CL = 0.5067 * (\varnothing)^2 * pe$$

| | |
|--|-------------|
| CL = carga lineal (kg / m) | 2,71 |
| \varnothing = diámetro de la broca 64mm a (pulg) | 2,51 |
| pe = densidad del explosivo (gr / cc) | 0,85 |

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS (WE)

$$We = CL * LC$$

| | |
|--|--------------|
| We = cantidad de explosivo por taladro (kg) | 27,35 |
| Cl = carga lineal (kg/m) | 2,71 |
| LC = longitud de carga (m) | 10,08 |

CARGA OPERANTE (COP)

$$Cop = We * NT$$

| | |
|--|--------------|
| COp = carga operante (kg) | 54,70 |
| We = cantidad de explosivo por taladro (kg) | 27,35 |
| NT = número de taladros detonados en un solo tiempo | 2 |

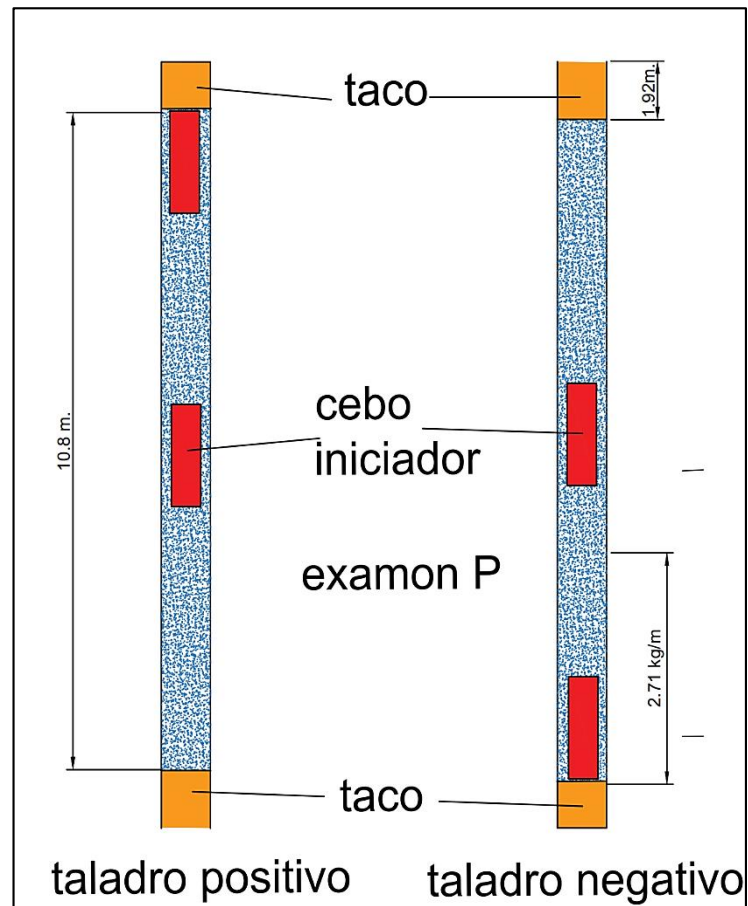
FACTOR DE ENERGÍA - POTENCIA

$$FC = We / V \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

| | |
|--|------------|
| FC = factor de carga (kg/m ³) | 1,0 |
| We = cantidad de explosivo por taladro (kg) | 27,35 |
| V = volumen de roca por taladro (m ³) | 27 |

En este diseño se logra determinar los parámetros que aplicamos en la secuencia de la voladura en el diseño de la malla para el Tajo 012, utilizando las formulas mencionadas. En este proceso se han analizado los datos reales de campo.

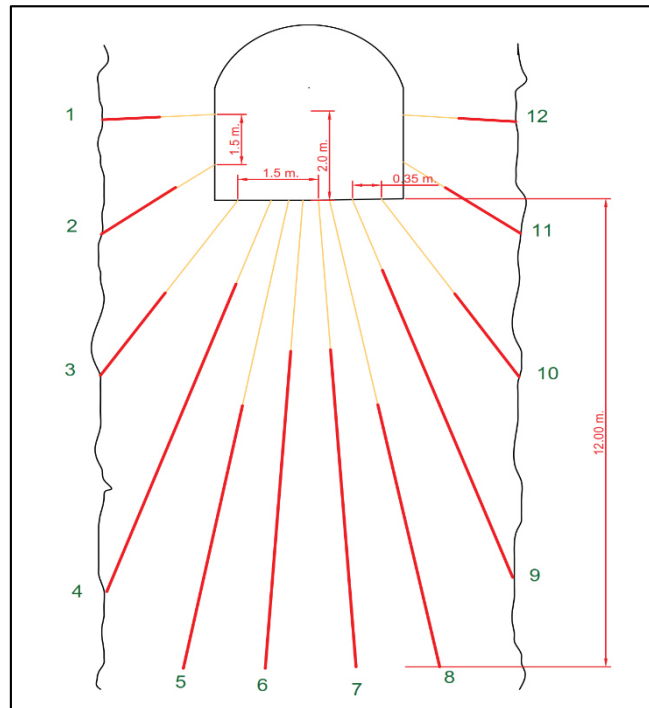
Figura 19: Carga del explosivo en el tajo 012.



Fuente: Propia del autor.

En la figura 19 se muestra una columna continua de carga, empleada para rocas de tipo regular como en el caso de esta investigación.

Figura 20: Diseño de carguío para taladros negativos.



Fuente: Área de planeamiento

Tabla 19: Distribución de carga para cada taladro.

| N° TALADRO | LONG CARGA | CANT DE EXPLOSIVOS |
|--------------|------------|--------------------|
| 1 | 4,07 | 8,14 |
| 2 | 7,46 | 14,92 |
| 3 | 12,21 | 24,42 |
| 4 | 17,64 | 35,27 |
| 5 | 24,42 | 48,84 |
| 6 | 27,13 | 54,27 |
| 7 | 27,13 | 54,27 |
| 8 | 24,42 | 48,84 |
| 9 | 17,64 | 35,27 |
| 10 | 12,21 | 24,42 |
| 11 | 7,46 | 14,92 |
| 12 | 4,07 | 8,14 |
| TOTAL | | 371,74 |

Fuente: Propia del autor.

En la tabla 20 se muestra la cantidad de explosivos que es de 371,74 kg para solo una fila, aun así, los costos no han variado mucho porque compensa con las toneladas de producción.

4.6. PRECIOS UNITARIOS DE LOS MÉTODOS CORTE Y RELLENO Y TALADROS LARGOS

4.6.1. COSTO DE MINADO DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO

Tabla 20: Costos de operaciones (mano de obra) del Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | |
| Maestro Jumbero | 6 | hrs.h | 3,98 | 23,91 | 0,30 | |
| Ayudante de Jumbero | 6 | hrs.h | 2,78 | 16,71 | 0,21 | |
| Operador de Scoop | 3 | hrs.h | 3,86 | 11,57 | 0,15 | |
| Maestro Carg. disps. | 3 | hrs.h | 2,87 | 8,61 | 0,11 | |
| Ayudante Cargador | 3 | hrs.h | 2,84 | 8,53 | 0,11 | |
| Supervisión | 1 | hrs.h | 25,49 | 25,49 | 0,32 | |
| | | | | | | 1,20 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 21: Costos de operaciones (materiales) del tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|-----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| MATERIALES | | | | | | |
| Barras de perforación | 240 | pp | 0,32 | 76,80 | 0,97 | |
| Broca 38 mm | 240 | pp | 0,13 | 30,36 | 0,38 | |
| Copas de afilado | 240 | Afil. | 0,03 | 7,20 | 0,09 | |
| Aguzadora de copas | 1 | gdia | 0,03 | 0,03 | 0,00 | |
| Aceite de perforación | 0.5 | gal | 5,38 | 2,69 | 0,03 | |
| Manguera de lona 1" | 1 | m | 9,62 | 9,62 | 0,12 | |
| Manguera de lona 1/2" | 1 | m | 5,68 | 5,68 | 0,07 | |
| | | | | | | 1,67 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 22: Costos de operaciones (explosivos) del tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|-----------------------|----------|------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| EXPLOSIVOS | | | | | | |
| Emulnor 1 1/4 x 12 | 420 | und | 0,36 | 151,20 | 1,91 | |
| Cordón detonante | 36 | m | 1,00 | 36,00 | 0,45 | |
| Fanel MS | 60 | m | 0,75 | 45,00 | 0,57 | |
| Fulminante de retardo | 2 | und | 0,12 | 0,24 | 0,00 | |
| Carmex | 2 | und | 0,63 | 1,26 | 0,02 | |
| Mecha rápida | 0.4 | m | 0,42 | 0,17 | 0,00 | |
| | | | | | | 2,95 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 23: Costos de operaciones (herramientas) del Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| HERRAMIENTAS | | | | | | |
| EPP Normal | 4 | % | 82,31 | 329,24 | 4,16 | |
| EPP de Agua | 2 | % | 82,31 | 164,62 | 2,08 | |
| Herramientas de mano | 4 | % | 35,00 | 140,00 | 1,77 | |
| Lámpara minera | 5 | hrs.h | 12,14 | 60,70 | 0,77 | |
| | | | | | | 6,24 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 24: Costos de operaciones (equipos) del Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|---------------------|----------|---------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| EQUIPOS | | | | | | |
| Jumbo H157 | 0,00 | | 0,00 | 0,00 | 0,00 | |
| Scoop 2.2 yD3 | 1,68 | m 3/hrs | 97,56 | 163,90 | 2,07 | |
| Perforadora Jackleg | 2,2 | m/tal | 15,65 | 27,83 | 0,35 | |
| Cargador de lámpara | 5 | und | 0,28 | 1,40 | 0,02 | |
| Petróleo | 1 | gal | 2,35 | 2,35 | 0,03 | |
| Cargador de anfo | 1 | Gdia. | 0,10 | 0,10 | 0,00 | |
| | | | | | | 2,47 |

Fuente: Propia del autor.

Para estimar el resultado del costo de los equipos empleados en este método, se ha tomado en cuenta los más resaltantes, así como el scoop que toma el rendimiento de acarreo (1.68 m³/hr) y de la perforadora jackleg, obtenido por el avance de perforación (2.2 m/tal). Éstos serán multiplicados por el costo unitario dando como resultado el precio parcial y este a su vez dividido por las toneladas obtenidas en la voladura.

4.6.2. COSTO DE MINADO DEL MÉTODO DE TALADROS LARGOS

Tabla 25: Costos de operaciones (mano de obra) con taladros largos en el Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | |
| Maestro Jumbero | 6 | hrs.h | 3,98 | 23,91 | 0,15 | |
| Ayudante de Jumbero | 6 | hrs.h | 2,78 | 16,71 | 0,10 | |
| Operador de Scoop | 3 | hrs.h | 3,86 | 11,57 | 0,07 | |
| Maestro Carg. Disps. | 3 | hrs.h | 2,87 | 8,61 | 0,05 | |
| Ayudante Cargador | 3 | hrs.h | 2,84 | 8,53 | 0,05 | |
| Supervisión | 1 | hrs.h | 25,49 | 25,49 | 0,16 | |
| | | | | | | 0,59 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 26: Costos de operaciones (materiales) con taladros largos en el Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|-----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| MATERIALES | | | | | | |
| Barras de perforación | 240 | pp | 0,32 | 76,80 | 0,47 | |
| Broca 38 mm | 240 | pp | 0,13 | 30,36 | 0,19 | |
| Copas de afilado | 240 | Afil. | 0,03 | 7,20 | 0,04 | |
| Aguzadora de copas | 1 | gdia | 0,03 | 0,03 | 0,00 | |
| Aceite de perforación | 0.5 | gal | 5,38 | 2,69 | 0,02 | |
| Manguera de lona 1" | 1 | m | 9,62 | 9,62 | 0,06 | |
| Manguera de lona 1/2" | 1 | m | 5,68 | 5,68 | 0,04 | |
| | | | | | | 0,82 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 27: Costos de operaciones (explosivos) con taladros largos en el tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|----------------------------|----------|------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| EXPLOSIVOS | | | | | | |
| Examon P | 238,18 | kg | 0,93 | 221,51 | 1,37 | |
| Emulnor 3000 de 1 1/4 x 12 | 48 | und | 0,36 | 17,28 | 0,11 | |
| Cordón detonante | 68 | m | 1,00 | 68,00 | 0,42 | |
| Fanel MS | 48 | m | 0,75 | 36,00 | 0,22 | |
| Fulminante de retardo | 2 | und | 0,12 | 0,24 | 0,00 | |
| Carmex | 2 | und | 0,63 | 1,26 | 0,01 | |
| Mecha rápida | 0,4 | m | 0,42 | 0,17 | 0,00 | |
| | | | | | | 2,13 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 28: Costos de operaciones (herramientas) con taladros largos en el Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|----------------------|----------|-------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| HERRAMIENTAS | | | | | | |
| EPP Normal | 4 | % | 82,31 | 329,24 | 2,03 | |
| EPP de Agua | 2 | % | 82,31 | 164,62 | 1,02 | |
| Herramientas de mano | 4 | % | 35,00 | 140,00 | 0,86 | |
| Lámpara minera | 5 | hrs.h | 12,14 | 60,70 | 0,37 | |
| | | | | | | 3,05 |

Fuente: Propia del autor.

Tabla 29: Costos de operaciones (equipos) con taladros largos en el Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|---------------------|----------|---------|--------------|-------------------|--------------|---------------|
| EQUIPOS | | | | | | |
| Jumbo H157 | 2.50 | hrs | 75,96 | 189,90 | 1,17 | |
| Scoop 2.2 yD3 | 10,22 | hrs | 97,56 | 166,18 | 1,03 | |
| Perforadora Jackleg | 0 | pp/gdia | 0,00 | 0,00 | 0,00 | |
| Cargador de lámpara | 5 | und | 0,28 | 1,40 | 0,01 | |
| Petróleo | 1,5 | gal | 2,35 | 3,53 | 0,02 | |
| Cargador de anfo | 1 | Gdia | 0,10 | 0,10 | 0,00 | |
| | | | | | | 2,23 |

Fuente: Propia del autor.

Para estimar el resultado del costo de los equipos empleados en este método, se ha tomado en cuenta los más resaltantes, así como el scoop que toma el

rendimiento de acarreo (1,68 m³/h) y el equipo de perforación Simba h157 obtenido por el avance de perforación (6m, 4 filas), estos han sido multiplicados por el costo unitario dando como resultado el precio parcial y este a su vez dividido por las toneladas obtenidas en la voladura.

COMPARACIÓN DEL COSTO OPERATIVO DE LOS DOS MÉTODOS

Tabla 30: Comparativo de los Costos de operaciones de ambos métodos en el Tajo 012.

| DESCRIPCIÓN | CORTE Y RELLENO TOTAL US\$/Ton | TALADROS LARGOS TOTAL US\$/Ton |
|---------------|--------------------------------------|--------------------------------------|
| Mano de obra | 1,20 | 0,59 |
| Materiales | 1,67 | 0,82 |
| Explosivos | 1,6 | 2,13 |
| Herramientas | 6,24 | 3,05 |
| Equipos | 2,47 | 2,23 |
| Costo directo | 14,53 | 8,81 |
| Costo total | 18,12 | 11,07 |

Fuente: Propia del autor.

En la tabla 30, se observan los resultados de ambos métodos de explotación donde éstos fueron calculados a partir de indicadores en las operaciones; también observamos, que los resultados en los costos directos son sumamente fuertes con una diferencia de 5,42 US\$/Ton, de igual manera en los costos totales la diferencia es de 7,05 US\$/Ton. Estos resultados facilitan que el método de taladros largos es altamente productivo y eficiente.

CONCLUSIONES

1. La aplicación de taladros largos en la forma de abanico exige buenas condiciones de estabilidad tanto de la roca mineralizada y de la roca circundante. En el Tajo 012 el RMR de caja techo es de 66.26, de la caja piso es de 62.68 y del mineral, por lo tanto, no se requiere de la utilización intensiva o sistemática de elementos de refuerzos, pero si se han utilizado elementos de refuerzo en los subniveles de perforación provisorios cuando las condiciones de la roca así lo requerían.
2. La implementación del método de taladros largos en la forma de abanico permite que la explotación del mineral resulte técnica y económicamente factible respecto al método anterior, logrando tener una alta productividad adaptándose a las condiciones geológicas y geomecánicas encontradas en el tajo, así también estos factores son componentes importantes para la seguridad de los trabajadores y equipos.
3. En los cálculos de diseños de mallas, así como del slot y de los taladros de producción se han trabajado con modelos matemáticos de Langerfords. Este resultado ha sido empleado en las mallas mencionadas; por otro lado, se ha trabajado con una carga lineal de 2,71 kg/m, con la carga operante de 54,70 kg y un factor de potencia de 1,0 kg/m³ de este modo el consumo reducido de los explosivos han sido claves para la reducción de los costos de las operaciones del Tajo 012 del nivel 18 zona La Oroya.
4. Para aplicar este método en la mediana minería es necesaria una alta inversión en el desarrollo y preparación para la explotación ya que representan los costos en un 30% y 40% de los costos totales, pero al tiempo de la explotación es muy rentable por la alta producción del mineral a bajo costo, así como en este caso del método de Corte y Relleno el costo total ha sido de 18,12 US\$/Ton, y en taladros largos es de 11,07 US\$/Ton. Estas diferencias fueron muy decisivas en las predicciones antes de la toma de decisiones para el cambio de método de explotación en la Compañía Minera Casapalca.

RECOMENDACIONES

1. El método de Sublevel Stopping es uno de los métodos más usados en la explotación de mineral debido a sus características, se necesita de un conocimiento muy riguroso y una interpretación adecuada del modelo geológico para no tener inconvenientes.
2. El área de Geología debe realizar un seguimiento continuo en la evaluación del macizo rocoso así de esta manera evitar demoras operativas.
3. Coordinar con las diferentes áreas de la mina; planeamiento, geología, topografía, mina, para implementar un plan de seguimiento y control en la etapa de perforación realizado por los equipos de perforación de taladros largos.
4. Realizar periódicamente el levantamiento topográfico de los taladros perforados para llevar un control estadístico de las desviaciones de los taladros trabajando con los equipos

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. **VILLALTA COLCA, Roger.** Aplicación del Método de explotación por taladros largos en veta Virginia de la unidad San Cristóbal de la Compañía Minera Volcan S.A.A. Puno - Perú: s.n., 2018.
2. **MALLQUI BALBIN, Yerlin.** Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en sub level stoping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A. Huancayo - Perú : s.n., 2019.
3. **COLONIO QUISPE, Elvis.** Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en U.E.A. Recuperada de la compañía de Minas Buenaventura S.A.A . Huancayo - Perú: s.n., 2015.
4. **EXSA.** Manual práctico de voladura - 5ta Edición. LIMA : s.n., 2019.
5. **CIRIANI, F.** Transición en la aplicación del método de minado de taladros largos en cuerpos y vetas angostas en la mina San Rafael. Lima : MINSUR, 2013.
6. **OJEDA, R.** Diseño de malla de perforación y voladura subterránea aplicado un modelo matemático de áreas de influencia. Lima : s.n., 2012.
7. **WALDO ROLEY, ALATA TTITO.** Implementación del método Sublevel Stopping con taladros largos para el minado del Tajo 012, Nv.18 veta Ximena - Zona Oroya - Cía. Minera Casapalca. Cusco - Perú: s.n., 2019.
8. **CEREZENA, M., PEREZ, Y. y ACUÑA, M.** Carguío y transporte (Trabajo de fin de ciclo). 2018.
9. **VALENZUELA, C.** Determinación del costo unitario, una herramienta financiera eficiente en las empresas. México : s.n., 2015.
10. **UV.** Clasificación de los costos. México : s.n., 2013.
11. **JAUREGUI, O.** Reducción de los costos operativos en mina mediante la optimización de los estándares de las operaciones unitarias de perforación y voladura. Perú: s.n., 2009.
12. **BUENDIA, C.** Métodos subterráneos. Huancayo - Perú: s.n., 2017.
13. **SULCA ROMERO, RAUL.** Evaluación técnica económica del minado por subniveles con taladros largos en mantos para incrementar la producción, E.U.A. Colquijirca de la sociedad minera Brocal S.A.A. Huancayo - Perú: s.n., 2012.
14. **CARMAGO, J.** Orientación de planos y líneas. 2018.
15. **SALAS, A.** Planeamiento de minado subterráneo para vetas angostas "Casos Prácticos". Lima - Perú: s.n., 2012.
16. **CERECEDA, M., PEREZ, Y. y ACUÑA, M.** Carguío y Transportes. Lima : s.n., 2017.
17. **VALENZUELA, C.** Determinación del costo unitario, una herramienta financiera en. México: El Buzón de Pacioli, 2016.
18. **U.V.** Clasificación de los costos. México: s.n., 2014.
19. **ECHEVARRIA, VICTOR.** Métodos de explotación subterránea. Huancayo - Perú: s.n., 2015.
20. **Ing. BRAULIO, CASTILLO ANYOSA.** Métodos de explotación subterránea sublevel stoping. Perú: s.n., 2015.
21. **COPCO, ATLAS.** PERÚ: s.n., 2017.

ANEXOS

ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA.

| PROBLEMA | OBJETIVO | HIPÓTESIS | VARIABLES | METODOLOGÍA |
|---|--|--|--|---|
| GENERAL | | | INDEPENDIENTE | Método: Científico Alcance: Aplicativo Nivel: Descriptivo - correlacional |
| ¿Cómo influye la aplicación de taladros largos en la reducción de costos operativos en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca? | Determinar la influencia de la aplicación de taladros largos para la reducción costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca. | La aplicación de taladros largos influye directamente en la reducción de costos operativos en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca. | INDICADORES | |
| | | | <ul style="list-style-type: none"> • Burden y espaciamiento • Densidad de roca (gr/cm³) • Diámetro de taladro (mm) • Explosivos (kg.) • Longitud de taladro (m.) • Longitud de carga (m.) • Pies perforados (pies) | |
| ESPECÍFICOS | | | DEPENDIENTE | DISEÑO Experimental POBLACIÓN Compuesta por todos los tajos de explotación con el método de taladros largos de la Compañía Minera Casapalca S.A. |
| ¿Cuál es el diseño de malla de perforación para la aplicación de taladros largos en el tajo 012, nivel 18 – zona La | Diseñar la malla de perforación aplicado en taladros largos para la reducción costos de operaciones en el tajo 012, nivel 18 – zona La | La malla de perforación para la aplicación de taladros largos tendrá incidencia para la reducción costos de operaciones en el tajo | | |

| | | | | |
|--|---|---|---|---|
| Oroya de la Compañía Minera Casapalca? | Oroya de la Compañía Minera Casapalca. | 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca. | Reducción de costos operativos | MUESTRA |
| ¿Cuál es el consumo de los explosivos en la aplicación de taladros largos para en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca? | Calcular el consumo de los explosivos en la aplicación de taladros largos para la reducción costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca. | La cantidad de los explosivos en la aplicación de taladros largos repercute en la reducción costos de operaciones en el Tajo 012, nivel 18 – zona Oroya de la Compañía Minera Casapalca | INDICADORES | La muestra está conformada por el Tajo 012, nivel 18 – zona La Oroya de la Compañía Minera Casapalca. |
| | | | <ul style="list-style-type: none"> • Costo • Producción • Rediseño • Productividad • Planificación • Rendimiento • Factor de carga (kg/m3) | |

ANEXO 2: ESTRATIGRAFÍA DE LA COMPAÑÍA MINERA CASAPALCA.

| ERATEMA | SISTEMA | SERIE | UNIDAD LITOSTRATIGRÁFICA | GROSOR (m) | LITOLOGÍA | DESCRIPCIÓN | | |
|------------|-----------------------|-----------------------|-----------------------------------|--------------------------|--|--|--|---|
| CENOZOICA | CUATERNARIO | HOLOCENA | Depósitos aluviales | | | Arenas, gravas y limos. | | |
| | | PLEISTOCENA | Depósitos glaciares | | | Morrenas | | |
| | NEÓGENO | PLIOCENA | Grupo Jujía | Formación Mataula | 50 | | Capas lacustrinas arenas y limos poco consolidadas. | |
| | | | | Formación Ushno | 100 | | Conglomerados fluviales. | |
| | | | Formación Ingahuasi | 50 | | Tobas blancas calcáreas. | | |
| | | | Formación Yanacancha | 250 | | Lavas, brechas, conglomerados andesíticos. | | |
| | | | Formación Huarochiri | 400 | | Tobas riolíticas y riolíticas con intercalaciones de areniscas. | | |
| | PALEÓGENO | MIOCENA | | Formación Millotingo | 400 | | Lava andesítica a dacítica, areniscas volcánicas | |
| | | | | Formación Castrovirreyna | 150 | | Volcánico - sedimentario con intercalaciones de tobas. | |
| | | OLIGOCENA | | Grupo Sacsaquero | 2015 | | | Tobas riolíticas soldadas, lavas y areniscas volcánicas |
| | | | | | | | | |
| | | EOCENA | SUP. | | | | | Andesita / Riolita |
| | | | MED. | Formación Tantarà | 100 | | | Derrames andesíticos a riolíticos, gris verdoso. |
| PALEOCENA | | | | | | Disc. ang. | | |
| MESOZOICA | CRETÁCEO | SUPERIOR | Formación Casapalca | 4000 | | Lutitas, areniscas, limolitas y conglomerados de color rojo. | | |
| | | | Formación Celendín | 400 | | Dioritas. | | |
| | | | Formación Jumasha | 400 | | Calizas pardo amarillentas con margas calcáreas, yeso. | | |
| | | INFERIOR | Formación Pariatambo | 120 | | Calizas compactas en estratos gruesos a delgados. | | |
| | | | Formación Chúlec | 220 | | Calizas, lutitas de color negro fétido. | | |
| | | | Formación Pariahuanca | 260 | | Calizas gris pardo amarillentas y margas calcáreas. | | |
| | | | Grupo Goyllarisquiza | Formación Farrat | 700 | | Calizas y margas calcáreas. | |
| | | | | Formación Carhuaz | 450 | | Areniscas de grano medio blanco a gris rojo. | |
| | | | | Formación Santa | 100 | | Areniscas con intercalaciones de lutitas violáceas. | |
| | | | | Formación Chimú | 400 | | Caliza gris y arcillitas abigarradas. | |
| | MEDIA | Formación Chaucha | 300 | | Cuarcitas grises con intercalaciones de material bituminoso. | | | |
| | | Formación Cercapuquio | 322 | | Lodolitas y limolitas calcáreas, calizas y dolomitas. | | | |
| | JURÁSICO | INFERIOR | Grupo Pucará | Formación Condorsinga | 1000 | | Areniscas de grano fino a grueso color blanco a gris. | |
| | | | | Formación Aramachay | 400 | | Calizas gris azulada con presencia de venillas de calcitas. | |
| | | | | Formación Chamberá | 300 | | Intercalaciones de caliza con nódulos calcáreos y limoarcillitas carbonosas. | |
| TRIÁSICO | SUPERIOR | | | | Calizas micríticas con nódulos de chert. | | | |
| PALEOZOICA | PERMIANO | SUPERIOR | Grupo Mitu | 1700 | | Disc. ang. | | |
| | | INFERIOR | Grupo Copacabana | 150 | | Secuencia rítmica molásica, conglomerados con clastos de volcánicos. | | |
| | CARBONÍFERO | SUPERIOR | Grupo Tarma | 1300 | | Intrusivos y brechas volcánicas. | | |
| | | INFERIOR | Grupo Ambo | 900 | | Areniscas, calizas y lutitas de color brunáceo. | | |
| | DEVONIANO | SUPERIOR | Grupo Cabanillas | 780 | | | Lutitas y limolitas grises con intercalaciones de areniscas | |
| | | MEDIA | | | | | Monzogranitos, granitos. | |
| | | INFERIOR | | | | | Conglomerados, molasas rítmicas, areniscas feldespáticas. | |
| | SILURIANO ORDOVICIANO | | Metasedimentitas no diferenciadas | 700 | | Secuencias tipo flysh con areniscas, lutitas y pizarras | | |
| | NEOPROTEROZOICA | | Complejo Metamórfico | 1000 | | Disc. ang. | | |
| | | | | | | Filitas con escasas intercalaciones de cuarcita, negro grisáceas, basaltos, metatoba y mármoles. | | |
| | | | | | Disc. ang. | | | |
| | | | | | Lutitas seritoesquistosas y paragneises, anfibolitas. | | | |

ANEXO 3: CARTILLA DE GSI CASAPALCA.

MINA CASAPALCA

SOSTENIMIENTO

SEGUN GSI MODIFICADO

LABORES MINERAS DE PREPARACION Y DESARROLLO (2.00 a 5.0 m. de Luz)

A Sin soporte ó parte ocasional. (Cambio de bloques ocasionales)
TIEMPO COLOCACION: 15 días a 3 meses.

B Perna sistemática. (1.0 x 1.0 m.)
TIEMPO COLOCACION: 1 día.

C Perna sistemática. (1.5 x 1.5 m.) y Malla o Shetate con fibra 2" pulp.
TIEMPO COLOCACION: 1 día.

D Perna sistemática. (1.2 x 1.2 m.) y Shetate con fibra 2" pulp.
Cuadros de mallas con parda sobrea.
TIEMPO COLOCACION: 1 día.

E Perna sistemática. (1.0 x 1.0 m.) y Malla o Shetate con fibra 2" pulp.
TIEMPO COLOCACION: inmediata.

F DIMASAS ó CILINDROS. Esp. = 1.00 a 1.50 m.
De parte perimetral 0.5" ó mancheretes.
TIEMPO COLOCACION: inmediata.

ESTRUCTURA

Abaco con relacion RMR

LEVEMENTE FRACTURADA.
TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (2 A 5 FRACTURAS POR METRO) (RCS = 115 - 3.0 J_v)

MODERADAMENTE FRACTURADA.
MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA, BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES DIFERENCIALES. (RCS 80 - 70%) (5 A 11 FRACTURAS POR METRO)

MUY FRACTURADA.
MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RCS 55 - 50%) (12 A 20 FRACTURAS POR METRO)

INTENSAMENTE FRACTURADA.
PLEGAMIENTOS Y FALLAMIENTOS, CON REGIONES DE DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O BLOQUES LARGOS. (RCS 0 - 25%) (MAS DE 20 FRACTURAS POR METRO)

METEOLOGIA DE APLICACION

EL SOSTENIMIENTO DE ROCA DE DITH COLOCADO EN EL SOPORTE ACCIONA EN EL MOVIMIENTO DEFORMACION DEL MODO DEFORMACION Y DE SUSSESION DE ADECUADO AL LADO DE LA ESCALACION O MANDO.

1. PARA LA UTILIZACION DE ESTA TABLA SE DETERMINA EN SU MOMENTO:

- EFECTIVIDAD: SEGUN LA EXTENSION DE FRACTURAS POR METRO LINEA SUPERFICIE CON EL ALICATADO.
- RESISTENCIA: SEGUN EL TIPO DE SOPORTE, SUPERFICIE SUPERFICIE POR LA CANTIDAD DE MUELAS DE LA PIEDRA O MUELLA CON QUE SE SUPLEN LAS FRACTURAS DE MUELLA.
- CANTIDAD: SEGUN LA PRESENCIA DE ALTERNACION EN LAS FRACTURAS O EL TIPO DE MUELLA (MUELLA, LINDA O CABELLO); LA FORMA DE LAS FRACTURAS (L.A., EN TUBO, MUELLA, MUELLA, MUELLA MUELLA) Y ESPACIAMIENTO DE LAS FRACTURAS, SE PROCESA A DETERMINAR EL TIPO DE SOPORTE DE ACCION AL MODO DEL MANDO.

2. EN LAS SITUACIONES QUE NO REQUIERAN SOPORTE SEGUN LA CLASIFICACION METEOLOGICA, PERO PRESENTE FRACTURAS PARALELAS, VERTICALES Y HORIZONTALES A PARTIR DE O CONTINUA DE LA DESIGNACION. EN LOS CASOS PARTICULARES EL SOSTENIMIENTO SEGUN FORMA SISTEMATICO.

3. LA CLASIFICACION Y EL TIPO DE SOPORTE DEBE REALIZARSE DE INMEDIATO COLOCANDO EL SOPORTE ACCIONA EN EL TIEMPO NECESARIO DE LOGRARSE EL SOPORTE A DESEMPEÑO DE PROBABILMENTE SE MANTENGA EN SU SOPORTE MAS PESADO DEL QUE SE MANDO.

4. FACTORES RELACIONADOS:

- EN LAS SITUACIONES QUE REQUIERAN SOPORTE DEBE EL MANDO COLOCADO PROPORCIONANDO UN MANDO DE ROCA (SOPORTE) O MUELLA DE ROCA (SOPORTE), EL SOSTENIMIENTO SE DETERMINA CON LA TABLA DE MUELLA MODIFICACION O MUELLA MODIFICADA, SE DEBE SI EL SOSTENIMIENTO ES TIPO "A" PASAR A UN TIPO "C".
- EN LA EVALUACION DEL SOSTENIMIENTO DE TIEMPO EN CUANTO AL MODO DE MANDO, SE RELACIONAN CON LA ROCA VOLUBILIDAD DEFICIENTE, PRESENCIA DE FALLAS, ZONAS DE DISTORSION. EL SOSTENIMIENTO DETERMINADO CON LA TABLA DE MUELLA MODIFICACION AL MANDO MODIFICADO PARA SU SOSTENIMIENTO.

LA TABLA SIGUIENTE SE HA RELACIONADO CON EL MODO DE MANDO (MUELLA, MUELLA, MUELLA), TIPO DE ROCA, SOSTENIMIENTO A APLICAR, RELACIONADO AL TIEMPO, AUTO SOPORTE Y MUELLA MANDO.

| INDICE S.E.I. | TIPO DE SOPORTE | TIEMPO DE AUTOSOPORTE | ANEXOS |
|---|-----------------|-----------------------|--------|
| LEVE (LEVEMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | A | 1 AÑO | 1 AÑO |
| LF (LEVEMENTE FRACTURADA - BIEN) | A | 5 AÑOS | 2 AÑOS |
| LF (LEVEMENTE FRACTURADA - REGULAR) | A | 2 AÑOS | 1 AÑO |
| FR (FRACAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | A | 5 AÑOS | 1 AÑO |
| F (FRACAMENTE FRACTURADA - BIEN) | A | 2 AÑOS | 1 AÑO |
| F (FRACAMENTE FRACTURADA - REGULAR) | B | 1 AÑO | 1 AÑO |
| F (FRACAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | C | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - BIEN) | B | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - REGULAR) | B | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | C | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - BIEN) | C | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - REGULAR) | D | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | D | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - BIEN) | E | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - REGULAR) | E | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | F | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - BIEN) | F | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - REGULAR) | F | 1 AÑO | 1 AÑO |
| M (MODERADAMENTE FRACTURADA - MUY BIEN) | F | 1 AÑO | 1 AÑO |

- LA PREPARACION DEL TALAMBO PARA SOSTENIMIENTO MUELLA MODIFICADA A LAS PARTIDAS Y TUBOS, SE DEBE REALIZAR DE MANERA QUE SE GARANTICE LA SEGURIDAD DE LOS TRABAJOS, DEBE REALIZARSE PARA ESTE CASO EL USO DE LAS LAS CANTAS MEDIANAS O PUNTALES DE SEGURIDAD.
- EN LA COLOCACION DE MUELLA SE DEBE REALIZAR DE INMEDIATO Y DE MANERA SISTEMATICA, DESARROLLANDO ESTE EL TIPO MUELLA AL USO DE MUELLA MODIFICADA, Y LINDA DE MUELLA MODIFICADA MODIFICADA, MUELLA MODIFICADA EN LA CARA DE MUELLA DE ROCA AL MANDO.
- EN LA COLOCACION DEL MANDO DEBE REALIZARSE DESPUES DE LEVAR LA LINDA CON AGUA FRESCA, SE REALIZA EL USO DE CALAMBORES, LA DISTANCIA ENTRE CADA UNO DE ELLOS DEBE SER DE 1.0 m., CUANDO LA PREPARACION DE LA MUELLA MODIFICADA, LA LINDA DE MUELLA MODIFICADA, MUELLA MODIFICADA EN LA CARA DE MUELLA DE ROCA AL MANDO, EQUIPO DE PROTECCION PERSONAL, USO DE MUELLA MODIFICADA DE AGUA.

MEDIDAS PREVENTIVAS Y DE CONTROL

LA MUELLA MODIFICADA DEBE CONTROLARSE EN LAS PARTIDAS, PARA LO CUAL SE DEBE EMPLEAR ADECUADAMENTE LAS MUELLAS Y DETERMINAR SEGUN LA FORMA DE MUELLA.

NO RECOMENDAR TALAMBO PARA LA COLOCACION DE MUELLA MODIFICADA, PARA COLOCAR, PARA COLOCAR.

SIEMPRE RECOMENDAR TALAMBO EN LA DIRECCION DE LA FRACTURA O FALLA.

LA CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO DEBE SER CONTROLADA EN LOS TRABAJOS Y PARA EL CONTROL, PARA TALAMBO.

ANEXO 5: PERFORACIÓN CON LOS EQUIPOS SIMBA.



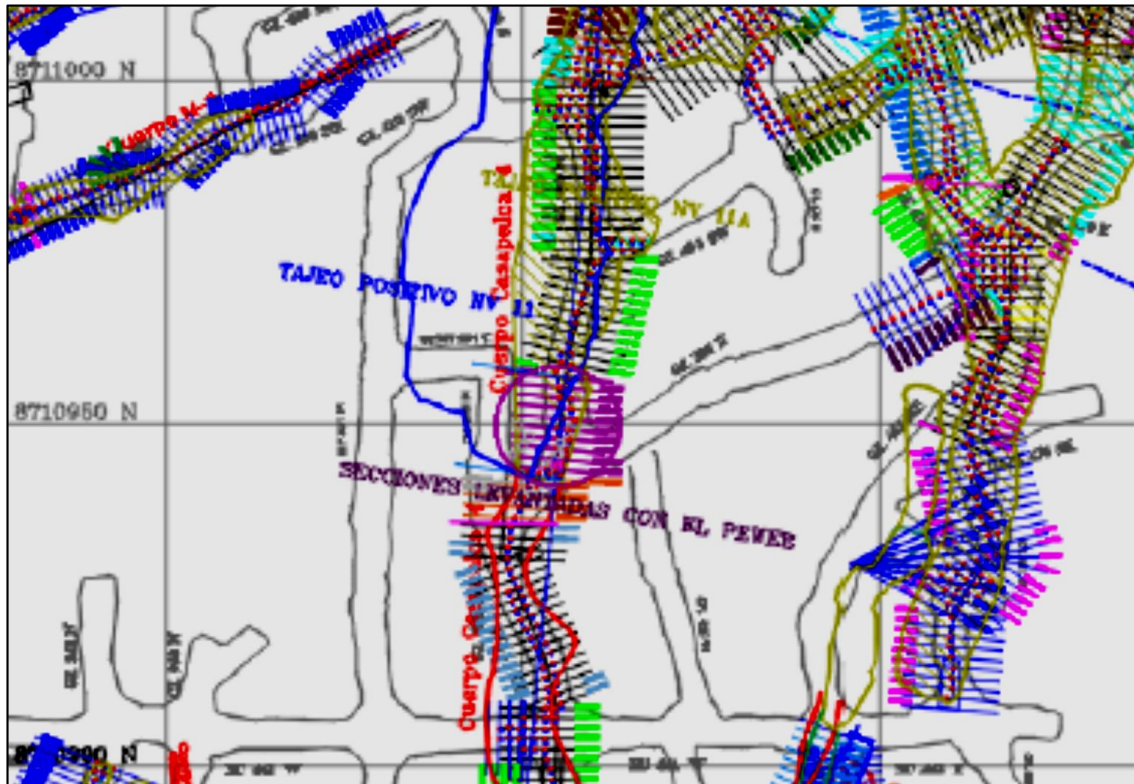
ANEXO 6: MEDICIÓN DE LAS DESVIACIONES DE TALADROS CON EL ÁREA DE TOPOGRAFÍA.



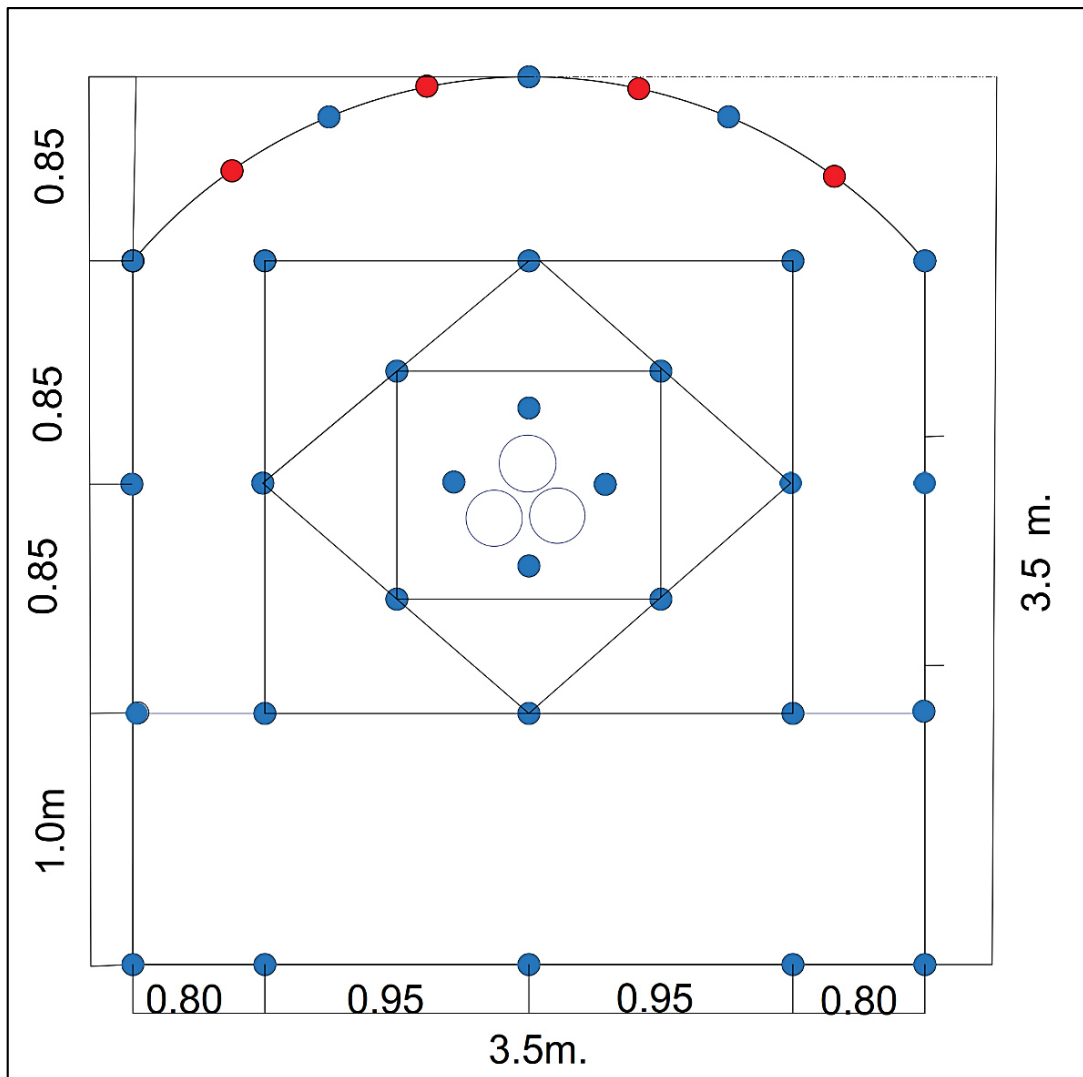
ANEXO 7: CARGUÍO DE LOS EXPLOSIVOS DE TALADROS NEGATIVOS.



ANEXO 8: DISEÑO DE LA MALLA DE PERFORACIÓN DE TODOS LOS TAJOS.



ANEXO 9: DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN DE CORTE Y RELLENO.



ANEXO 10: PARÁMETROS DEL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.

| VOLUMEN DE PRODUCCIÓN POR TAJEO | | ton | PERFORACIÓN DE PRODUCCIÓN | |
|--|----------------|-----|----------------------------------|----------------|
| Longitud de tajo | 120 m | | Tal. perforados precorte | 30 tal/Gdia |
| Ancho minado | 3 m | | Tal. perforados producción | 30 tal/tajeo |
| Altura de banco | 0 m | | Inclinación de taladros | grados |
| Densidad de roca | 3 ton/m3 | | m. por taladro | 2.2 m/tal |
| Dilución | 15 % | | Taladro alivio | 0 tal/Gdia |
| Recuperación | 80 % | | Toneladas rotas mineral día | 79.2 Ton |
| VOLADURA | | | Burden | 0.25 m/tal |
| Diámetro de carguío | 45 mm | | Espaciamiento | 35 m/tal |
| Densidad de anfo | 0.82 kg/m3 | | Broca | 32 mm |
| Kg explosivo /m | 2.62 kg/m | | RMR | 59 |
| Total explosivo tajo | 25.8 kg | | EQUIPO LIMPIEZA | |
| Factor de carga | 1 kg/m3 | | Tamaño scooptram | 2.2 Yd3 |
| Factor de potencia | 0.01 kg/ton | | Distancia de acarreo | 25 m |
| Rendimiento carguío | tal/G.día | | Rendimiento scooptram 2.2 Yd3 | 1.68 M3/hr |
| GASTOS GENERALES | 12.75 % | | Hr. Trabajadas Scoop | 7 Hr/Gdia |
| UTILIDADES | 11.98 % | | Hr. Trabajadas Scoop | 392 Hr/mes |
| | | | Rendimiento scooptram 2.2 Yd3 | 8937.6 ton/mes |
| | | | consumo de petróleo | 1.46 Gal/hr |
| | | | Horas por guardia | 10.22 Horas |

ANEXO 11: COSTO DE OPERACIONES MINERAS CON EL MÉTODO DE CORTE Y RELLENO.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U. US\$ | PRECIO PARCIAL | SUB TOTAL | TOTAL US\$ |
|-------------------------|----------|-------|-----------|----------------|-----------|--------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | |
| Maestro Jumbero | 6 | hrs.h | 3.98 | 23.91 | 0.30 | |
| Ayudante de Jumbero | 6 | hrs.h | 2.78 | 16.71 | 0.21 | |
| Operador de Scoop | 3 | hrs.h | 3.86 | 11.57 | 0.15 | |
| Maestro Carg. Disps. | 3 | hrs.h | 2.87 | 8.61 | 0.11 | |
| ayudante Cargador | 3 | hrs.h | 2.84 | 8.53 | 0.11 | |
| Supervisión | 1 | hrs.h | 25.49 | 25.49 | 0.32 | |
| | | | | | | 1.20 |
| MATERIALES | | | | | | |
| Barras de perforación | 240 | pp | 0.32 | 76.80 | 0.97 | |
| Broca 38 mm | 240 | pp | 0.13 | 30.36 | 0.38 | |
| Copas de afilado | 240 | Afil. | 0.03 | 7.20 | 0.09 | |
| Aguzadora de copas | 1 | gdia | 0.03 | 0.03 | 0.00 | |
| Aceite de perforación | 0.5 | gal | 5.38 | 2.69 | 0.03 | |
| Manguera de lona 1" | 1 | m | 9.62 | 9.62 | 0.12 | |
| Manguera de lona 1/2" | 1 | m | 5.68 | 5.68 | 0.07 | |
| | | | | | | 1.67 |
| EXPLOSIVOS | | | | | | |
| Emulnor 1 1/4 x 12 | 420 | und | 0.36 | 151.20 | 1.91 | |
| Cordón detonante | 36 | m | 1.00 | 36.00 | 0.45 | |
| Fanel MS | 60 | m | 0.75 | 45.00 | 0.57 | |
| Fulminante de retardo | 2 | und | 0.12 | 0.24 | 0.00 | |
| Carmex | 2 | und | 0.63 | 1.26 | 0.02 | |
| Mecha rápida | 0.4 | m | 0.42 | 0.17 | 0.00 | |
| | | | | | | 2.95 |
| HERRAMIENTAS | | | | | | |
| EPP Normal | 4 | % | 82.31 | 329.24 | 4.16 | |
| EPP de Agua | 2 | % | 82.31 | 164.62 | 2.08 | |
| Herramientas de mano | 4 | % | 35.00 | 140.00 | 1.77 | |
| Lámpara minera | 5 | hrs.h | 12.14 | 60.70 | 0.77 | |
| | | | | | | 6.24 |
| EQUIPOS | | | | | | |
| Jumbo H157 | 0.00 | | 0.00 | 0.00 | 0.00 | |
| Scoop 2.2 yD3 | 1.68 | M3/hr | 97.56 | 2224.37 | 28.09 | |
| Perforadora Jackleg | 2.2 | m/tal | 15.65 | 3756.00 | 47.42 | |
| Cargador de lámpara | 5 | und | 0.28 | 1.40 | 0.02 | |
| Petróleo | 1 | gal | 2.35 | 2.35 | 0.03 | |
| Cargador de anfo | 1 | Gdia. | 0.10 | 0.10 | 0.00 | |
| | | | | | | 2.47 |
| COSTO DIRECTO | | | | | | 14.53 |
| GASTOS GENERALES | | | | | | 1.85 |
| UTILIDADES | | | | | | 1.74 |
| COSTO TOTAL | | | | | | 18.12 |

ANEXO 12: PARÁMETROS DEL MÉTODO DE TALADROS LARGOS.

| | | | |
|------------------------------|------------------------|---|---------------------|
| VOLUMEN DE PRODUCCIÓN | 4860 ton | PERFORACIÓN DE PRODUCCIÓN | 280 tal/tajo |
| Longitud de tajo | 120 m | Tal. perforados precorte | tal/tajo |
| Ancho minado | 3 m | Tal. perforados producción | 280 tal/tajo |
| Altura de banco | 12 m | Inclinación de taladros | 78 grados |
| Densidad de roca | 3 ton/m ³ | m. por taladro | 12 m/tal |
| Dilución | 10 % | Toneladas rotas mineral | 162 Ton |
| Recuperación | 90 % | Longitud efectiva de avance | 6 m |
| VOLADURA | | Burden | 1.5 m/tal |
| Diámetro de carguío | 64 mm | Espaciamiento | 35 m/tal |
| Densidad de anfo | 0.82 kg/m ³ | Broca | 64 mm |
| Kg explosivo /m | 2.62 kg/m | RMR | 52 |
| Total explosivo tajo | kg | EQUIPO LIMPIEZA | |
| Factor de carga | 1 kg/m ³ | Tamaño scooptram | 2.2 Yd ³ |
| Factor de potencia | 0.13 kg/ton | Distancia de acarreo | 1250 m |
| Rendimiento carguío | tal/Gdia | Rendimiento scooptram 2.2 Yd ³ | 1.68 ton/hr |
| EQUIPO DE PERFORACIÓN | | Hrs. Trabajadas Scoop | 7 Hr/gdia |
| Velocidad de percusión | 60 m/hora | Hrs. Trabajadas Scoop | 392 Hr/mes |
| Hrs trabajadas SIMBA | 2.5 hr/gdia | Rendimiento scooptram 2.2 Yd ³ | 8937.6 ton/mes |
| Hrs trabajadas SIMBA | 150 hr/mes | Consumo de petróleo | 1.46 Gal/hr |
| Rendimiento de SIMBA | 10 tal/gdia | Horas por guardia | 10.22 Horas |
| Rendimiento de SIMBA | 120 m/Gdia | GASTOS GENERALES | 12.75 % |
| Rendimiento de SIMBA | 7200 m/mes | UTILIDADES | 12.94 % |
| Consumo de petróleo | 1.5 Gal/hr | | |

ANEXO 13: COSTO DE OPERACIONES MINERAS CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS.

| DESCRIPCIÓN | CANTIDAD | UND. | P.U.US\$ | PRECIO PARCIAL | SUBTOTAL | TOTALUS\$ |
|----------------------------|----------|----------|----------|----------------|----------|--------------|
| MANO DE OBRA | | | | | | |
| Maestro Jumbero | 6 | hrs.h | 3.98 | 23.91 | 0.15 | |
| Ayudante de Jumbero | 6 | hrs.h | 2.78 | 16.71 | 0.10 | |
| Operador de Scoop | 3 | hrs.h | 3.86 | 11.57 | 0.07 | |
| Maestro Carg. Disps. | 3 | hrs.h | 2.87 | 8.61 | 0.05 | |
| Ayudante Cargador | 3 | hrs.h | 2.84 | 8.53 | 0.05 | |
| Supervisión | 1 | hrs.h | 25.49 | 25.49 | 0.16 | |
| | | | | | | 0.59 |
| MATERIALES | | | | | | |
| Barras de perforación | 240 | pp | 0.32 | 76.80 | 0.47 | |
| Broca 38 mm | 240 | pp | 0.13 | 30.36 | 0.19 | |
| Copas de afilado | 240 | Afil. | 0.03 | 7.20 | 0.04 | |
| Aguzadora de copas | 1 | gdia | 0.03 | 0.03 | 0.00 | |
| Aceite de perforación | 0.5 | gal | 5.38 | 2.69 | 0.02 | |
| Manguera de lona 1" | 1 | m | 9.62 | 9.62 | 0.06 | |
| Manguera de lona 1/2" | 1 | m | 5.68 | 5.68 | 0.04 | |
| | | | | | | 0.82 |
| EXPLOSIVOS | | | | | | |
| Exsamon P | 238.18 | kg | 0.93 | 221.51 | 1.37 | |
| Emulnor 3000 de 1 1/4 x 12 | 48 | und | 0.36 | 17.28 | 0.11 | |
| Cordón detonante | 68 | m | 1.00 | 68.00 | 0.42 | |
| Fanel MS | 48 | m | 0.75 | 36.00 | 0.22 | |
| Fulminante de retardo | 2 | und | 0.12 | 0.24 | 0.00 | |
| Carmex | 2 | und | 0.63 | 1.26 | 0.01 | |
| Mecha rápida | 0.4 | m | 0.42 | 0.17 | 0.00 | |
| | | | | | | 2.13 |
| HERRAMIENTAS | | | | | | |
| EPP Normal | 4 | % | 82.31 | 329.24 | 2.03 | |
| EPP de Agua | 2 | % | 82.31 | 164.62 | 1.02 | |
| Herramientas de mano | 4 | % | 35.00 | 140.00 | 0.86 | |
| Lámpara minera | 5 | hrs.h | 12.14 | 60.70 | 0.37 | |
| | | | | | | 3.05 |
| EQUIPOS | | | | | | |
| Jumbo H157 | 2.50 | hrs | 75.96 | 189.90 | 1.17 | |
| Scoop 2.2 yD3 | 10.22 | Hrs/gdia | 97.56 | 166.18 | 1.03 | |
| Perforadora Jackleg | 0 | pp/gdia | 0.00 | 0.00 | 0.00 | |
| Cargador de lámpara | 5 | und | 0.28 | 1.40 | 0.01 | |
| Petróleo | 1.5 | gal | 2.35 | 3.53 | 0.02 | |
| Cargador de anfo | 1 | Gdia. | 0.10 | 0.10 | 0.00 | |
| | | | | | | 2.23 |
| COSTO DIRECTO | | | | | | 8.81 |
| GASTOS GENERALES | | | | | | 1.12 |
| UTILIDADES | | | | | | 1.14 |
| COSTO TOTAL | | | | | | 11.07 |