

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Recuperación de pilar de tajo antiguo de nivel 400
intermedio de la sección I empleando el método de
subniveles con taladros largos en la empresa minera
Los Quenuales S. A. - U.M. Yauliyacu**

Rosel Andy Ramos Arroyo

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. Benjamín Manuel Ramos Aranda

AGRADECIMIENTO

A Dios por ser la luz, que siempre está en mí en la realización de mis anheladas metas, acompañándome en el transcurso de mi vida, siendo el apoyo y fortaleza en los momentos de las dificultades.

A las personas del trabajo y familiares que siempre compartieron sus experiencias y sus conocimientos adquiridos durante sus actividades cotidianas que realizan en sus centros de trabajos.

A la Universidad Continental, a toda la facultad de Ingeniería y a la plana de docentes de la Escuela Profesional de ingeniería de Minas, agradezco a todos los docentes por su paciencia, apoyo, conocimientos, consejos que motivaron a realizarme como persona y profesional.

Y en especial al ingeniero Benjamín Ramos Aranda, por su tiempo brindado y el apoyo para realizar la presente tesis.

DEDICATORIA

Este trabajo lo dedico a mis padres, Prudencio Ramos y Lourdes Arroyo, por su paciencia y esfuerzo que han permitido cumplir con mi sueño; gracias por inculcarme los valores mediante los ejemplos. A mis hermanos, Katherine, Efraín Alex y Gian Franco, por su cariño y apoyo incondicional. A toda la familia por sus consejos y alientos que aportaron en mi formación profesional y como persona.

ÍNDICE

| | |
|--|-----------|
| PORTADA..... | I |
| ASESOR | III |
| AGRADECIMIENTO | IV |
| DEDICATORIA | V |
| ÍNDICE | VI |
| LISTA DE TABLAS | VIII |
| LISTA DE FIGURAS..... | X |
| LISTA DE ANEXOS..... | XI |
| RESUMEN..... | XII |
| ABSTRACT | XIII |
| INTRODUCCIÓN..... | XIV |
| CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO | 15 |
| 1.1. Planteamiento y formulación del problema | 15 |
| 1.1.1. Planteamiento del problema | 15 |
| 1.1.2. Formulación del problema | 16 |
| 1.2. Objetivos | 16 |
| 1.2.1. Objetivo general | 16 |
| 1.2.2. Objetivos específicos..... | 16 |
| 1.3. Justificación e importancia | 17 |
| 1.3.1. Justificación social..... | 17 |
| 1.3.2. Justificación académica..... | 17 |
| 1.3.3. Justificación económica..... | 18 |
| 1.4. Hipótesis de la investigación | 18 |
| 1.4.1. Hipótesis general | 18 |
| 1.4.2. Hipótesis específicas..... | 18 |
| 1.5. Identificación de variables | 18 |
| 1.5.1. Variable independiente..... | 18 |
| 1.5.2. Variable dependiente..... | 18 |
| 1.6. Matriz de operacionalización de variables | 19 |
| CAPÍTULO II MARCO TEÓRICO..... | 20 |
| 2.1. antecedentes del problema | 20 |
| 2.2. Bases teóricas | 21 |
| 2.3. Generalidades de la Unidad Minera Yauliyacu | 23 |
| 2.3.1. Ubicación | 23 |
| 2.3.2. Accesibilidad | 23 |
| 2.3.3. Geomorfología y clima..... | 24 |
| 2.4. Geología de la Unidad Minera Yauliyacu..... | 24 |
| 2.4.1. Geología regional..... | 24 |
| 2.4.2. Geología estructural | 25 |
| 2.4.3. Estratigrafía..... | 26 |
| 2.5. Mineralización..... | 27 |
| 2.5.1. Vetas | 28 |
| 2.5.2. Cuerpos | 29 |
| 2.6. Dilución y recuperación del mineral | 29 |
| 2.7. Geomecánica..... | 32 |
| 2.7.1. Macizo rocoso | 32 |
| 2.7.2. Bieniawski – RMR | 32 |
| 2.7.3. GSI | 33 |
| 2.7.4. Metodología de aplicación de GSI | 36 |
| 2.8. Tipos de roca | 37 |
| 2.9. Método de minado por subniveles..... | 38 |
| 2.9.1. Taladros largos en paralelo producción | 39 |

| | |
|---|------------|
| 2.10. Costos | 39 |
| 2.10.1. Costo de operación | 39 |
| 2.10.2. Costo unitario..... | 39 |
| 2.11. Labores de desarrollo | 40 |
| 2.12. Servicios de mina..... | 42 |
| 2.12.1. Equipos EMQSA. | 43 |
| 2.13. Preparación | 44 |
| 2.14. Desarrollo | 46 |
| 2.14.1. Geomecánica..... | 47 |
| 2.14.2. Equipo de preparación (TROIDON 55 XP)..... | 49 |
| 2.14.3. Ventilación | 50 |
| 2.14.4. Perforación..... | 54 |
| 2.14.5. Voladura | 54 |
| 2.14.6. Sostenimiento | 56 |
| 2.14.7. Limpieza | 60 |
| 2.15. Producción..... | 60 |
| 2.15.1. Geomecánica..... | 60 |
| 2.15.2. Equipo de perforación (MUKI LHP)..... | 66 |
| 2.15.3. Perforación..... | 71 |
| 2.15.4. Voladura | 78 |
| 2.16. Limpieza..... | 80 |
| 2.17. Definición de términos básicos..... | 81 |
| CAPÍTULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN..... | 84 |
| 3.1. Método y alcances de la investigación | 84 |
| 3.1.1. Método de la investigación | 84 |
| 3.1.2. Alcances de la investigación..... | 84 |
| 3.2. Diseño de la investigación..... | 84 |
| 3.2.1. Tipo de investigación..... | 84 |
| 3.2.2. Nivel de investigación..... | 84 |
| 3.3. Población y muestra..... | 85 |
| 3.3.1. Población | 85 |
| 3.3.2. Muestra..... | 85 |
| 3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos..... | 85 |
| 3.4.1. Técnicas utilizadas en la recolección de datos..... | 85 |
| 3.4.2. Instrumentos utilizados en la recolección de datos | 86 |
| 3.5. Técnicas de tratamientos de datos..... | 86 |
| CAPÍTULO IV RESULTADOS Y DISCUSIÓN..... | 87 |
| 4.1. Preparación de subnivel 290S de tajo 747S | 87 |
| 4.2. Tiempo del MUKI LHP en la perforación de taladros largos | 92 |
| 4.3. Costo de aceros, equipos de seguridad, herramientas y manga | 93 |
| 4.3.1. Costo de aceros de perforación..... | 93 |
| 4.3.2. Costo de equipos de seguridad | 93 |
| 4.3.3. Costo de herramientas de labores para jumbo..... | 94 |
| 4.3.4. Mangas de ventilación..... | 95 |
| 4.4. Costo del método..... | 96 |
| 4.4.1. Costo del método de subnivel con taladros largos de tajo 747S intermedio 400 de la sección I | 96 |
| 4.5. Cálculo de cantidad de anfo..... | 98 |
| 4.6. Factor de carga de voladura de slot y taladros de producción..... | 101 |
| 4.7. Interpretaciones | 103 |
| CONCLUSIONES..... | 109 |
| RECOMENDACIONES..... | 111 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS | 112 |
| ANEXOS | 114 |

LISTA DE TABLAS

| | |
|---|-----|
| Tabla 1: Matriz de operacionalización de variables..... | 19 |
| Tabla 2: Vías de acceso a EMQSA | 23 |
| Tabla 3: Metodología de aplicación según el RMR y el tipo de labor..... | 36 |
| Tabla 4: Tipo de roca en ordenamiento de consistencia plástica a quebradiza..... | 37 |
| Tabla 5: Cuadro de resultados de toma de tiempo en AFE | 41 |
| Tabla 6: Cuadro de distancias de chutes a las diferentes tolvas | 42 |
| Tabla 7: Equipos de perforación y limpieza de EMQSA | 43 |
| Tabla 8: Datos de subnivel 290S..... | 47 |
| Tabla 9: Cálculo de RMR | 48 |
| Tabla 10: Cálculo de GSI | 48 |
| Tabla 11: Parámetros de perforación de TROIDON 55 XP | 50 |
| Tabla 12: Secciones de las labores en la sección I en EMQSA..... | 52 |
| Tabla 13: Equipos utilizados en la sección I en EMQSA | 52 |
| Tabla 14: Datos para el cálculo de requerimiento de aire para realizar la actividad | 52 |
| Tabla 15: Especificaciones de split set | 58 |
| Tabla 16: Parámetros de perforación de jumbo MUKI LHP | 66 |
| Tabla 17: N° de secciones, barra y el ángulo de perforación de tajo 747S..... | 77 |
| Tabla 18: Parámetros de perforación de subnivel 290S | 87 |
| Tabla 19: Resultado de subnivel 290S intermedio de la sección I | 87 |
| Tabla 20: Costo de mano de obra en la preparación de subnivel 290S..... | 88 |
| Tabla 21: Costo de implementos, materiales y herramientas en preparación de subnivel 290S | 88 |
| Tabla 22: Costo de perforación en preparación de subnivel 290S..... | 88 |
| Tabla 23: Costo de equipos en preparación de subnivel 290S..... | 89 |
| Tabla 24: Costo de explosivos en preparación de subnivel 290S..... | 89 |
| Tabla 25: Costo total en la preparación de subnivel 290S..... | 89 |
| Tabla 26: Tiempo de perforación de un frente con TROIDON 55 XP | 89 |
| Tabla 27: Distribución de exsaneles en un frente de avance..... | 90 |
| Tabla 28: Factor de carga de un frente de avance..... | 91 |
| Tabla 29: Resultados obtenidos durante la preparación de subnivel 290S..... | 91 |
| Tabla 30: Capacidad de scooptram para la limpieza del subnivel 290S y tajo 747S | 91 |
| Tabla 31: Tiempo empleado para perforar con jumbo MUKI LHP | 92 |
| Tabla 32: Costo de los accesorios de perforación de jumbo MUKI LHP | 93 |
| Tabla 33: Costo de equipos de seguridad por hombre según la actividad a realizar..... | 93 |
| Tabla 34: Costo de herramientas de labores para jumbo MUKI LHP..... | 94 |
| Tabla 35: Costo de manga para labor de recuperación de pilar de tajo 747S..... | 95 |
| Tabla 36: Parámetros de tajo 747S intermedio 400 de la sección I | 96 |
| Tabla 37: Costo de perforación por tonelada en la recuperación de tajo 747S | 96 |
| Tabla 38: Costo de accesorios de perforación en toneladas en recuperación de tajo 747S | 97 |
| Tabla 39: Costo de voladura en toneladas en recuperación de tajo 747S | 97 |
| Tabla 40: Costo de limpieza en toneladas de tajo 747S..... | 97 |
| Tabla 41: Costo de sostenimiento en la preparación de accesos de tajo 747S..... | 98 |
| Tabla 42: Costo de servicios materiales y planilla..... | 98 |
| Tabla 43: Resultado total de recuperación de pilar de tajo 747S..... | 98 |
| Tabla 44: Requerimiento de anfo en kilos por taladro según el diámetro del taladro | 98 |
| Tabla 45: Costo total en la voladura realizada en la recuperación de tajo 747S, material utilizado | 99 |
| Tabla 46: Costo total de plasteo de bancos mayores a 40x40cm en la cámara de plasteo en la recuperación de tajo 747S..... | 99 |
| Tabla 47: Resultado de voladura de slot de tajo 747S | 101 |

| | |
|--|-----|
| Tabla 48: Resultado de voladura de secciones de tajo 747S | 102 |
| Tabla 49: Producción en los dos años más el proyectado y su costo total | 103 |
| Tabla 50: Mineral tratado en los años 2017, 2018 y dos años proyectado con su respectiva ley cada mineral | 103 |
| Tabla 51: Ley y volumen que se encuentran según la estructura | 104 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|--|-----|
| Figura 1: Ubicación de EMQSA. U.M. Yauliyacu..... | 24 |
| Figura 2: Plano de geología regional | 25 |
| Figura 3: Plano de geología estructural (fallas y pliegues) | 26 |
| Figura 4: Columna estratigráfica de EMQSA | 27 |
| Figura 5: Paragénesis de mineralización de EMQSA..... | 28 |
| Figura 6: Alteración que presenta por zona y la presencia de ganga en EMQSA | 29 |
| Figura 7: La representación de dilución debido a los contactos irregulares a las cajas..... | 30 |
| Figura 8: Tipo de dilución que se presenta en un block de diseño | 31 |
| Figura 9: Valorización del macizo rocoso de Bieniawski | 33 |
| Figura 10: Parámetros de estructura | 34 |
| Figura 11: Esquema de extracción de SLV..... | 39 |
| Figura 12: Plano en vista planta del acceso al tajo 747S de nivel 400 intermedio de la sección I .. | 41 |
| Figura 13: Ubicación de casa compresora y poza de agua, nivel 200 de sección I..... | 42 |
| Figura 14: Representación de subnivel del tajo 747S | 44 |
| Figura 15: Malla de perforación de 3.5m x 3.5m de roca intermedia | 45 |
| Figura 16: Abaco para la elección del tipo sostenimiento que se va a realizar..... | 49 |
| Figura 17: Perforación de jumbo TROIDON - 55 XP | 50 |
| Figura 18: Esquema de ventilación..... | 51 |
| Figura 19: Anfocar para el cargado de frentes y tajos..... | 55 |
| Figura 20: Instalación de split set | 57 |
| Figura 21: Vista en planta de los servicios auxiliares (energía, aire y agua) | 58 |
| Figura 22: Malla de colocación de split set | 59 |
| Figura 23: Especificación técnica de split bolt..... | 59 |
| Figura 24: Scooptram R 1300G cat | 60 |
| Figura 25: Gráfico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, hundido y el que requiere sostenimiento | 61 |
| Figura 26: Interpretación de estabilidad de tajo 747S | 65 |
| Figura 27: Diagrama de ciclo de producción..... | 65 |
| Figura 28: MUKI LHP en el área de trabajo | 71 |
| Figura 29: Malla de perforación de slot 747S..... | 72 |
| Figura 30: Representación de perfil de proyecto de slot 747S | 73 |
| Figura 31: Representación en planta de slot 747S..... | 73 |
| Figura 32: Representación de taladro de perforación de una sección | 74 |
| Figura 33: Diseño de malla de perforación en vista planta nivel 400 tajo 747S..... | 75 |
| Figura 34: Diseño de malla de perforación de tajo 747S..... | 76 |
| Figura 35: Interrelación de factores que intervienen en ejecución de voladura..... | 79 |
| Figura 36: Distribución de retardos en el carguío de taladros de producción tajo 747S | 80 |
| Figura 37: Ventana para el manipuleo de scooptram con telemando para la limpieza del tajo 747S | 81 |
| Figura 38: Plasteo de bancos superiores a 40cm x 40cm en cámara de plasteo..... | 100 |
| Figura 39: Toneladas tratadas según el método y la sección EMQSA..... | 105 |
| Figura 40: Reducción de dilución durante el año 2018..... | 106 |
| Figura 41: Uso de exsaneles cada mes empleados en tajos..... | 107 |
| Figura 42: Consumo de plastex por sección en voladura secundaria | 107 |

LISTA DE ANEXOS

| | |
|---|-----|
| Anexo 1: Matriz de consistencia | 115 |
| Anexo 2: Costo directo de repaso de taladros largos | 117 |
| Anexo 3: Costo de traslado de minerales | 118 |
| Anexo 4: Número de exsaneles que se utilizó en la preparación del tajo y para realizar la voladura | 119 |
| Anexo 5: Representación gráfica de servicios y la alcayata | 120 |
| Anexo 6: Mapa de proceso de las actividades realizadas | 121 |

RESUMEN

La presente tesis se titula “**Recuperación de pilar de tajo antiguo de nivel 400 intermedio de la sección I empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu**” y tiene como objetivo general, determinar la influencia de la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu por lo tanto, se tienen como objetivo específicos los siguientes: determinar económicamente la factibilidad en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu; finalmente, determinar la influencia de las cajas encajonantes en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

Esto nos permite plantear la siguiente hipótesis general: la recuperación de pilar de tajo antiguo influirá positivamente empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu y entre las hipótesis específicas tenemos las siguientes: la recuperación de pilar de tajo antiguo será económicamente factible empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu; además, las cajas encajonantes influirán positivamente en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu. El método general de la investigación es el científico y como método específico es inductivo – deductivo; como tipo investigación es experimental; nivel de investigación es aplicado; el propósito consiste en la utilización de los conocimientos en la práctica, explicar los resultados obtenidos de la recuperación de pilar. La población es la sección I, cuenta en total con 120 trabajadores de Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu, ubicada en el distrito de Chicla, provincia Huarochirí, departamento de Lima. La muestra está representada por el tajo 747S en el intermedio de nivel 400 de la sección I de Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

El método empleado por subniveles con taladros largos en la recuperación de pilar de tajo 747S se obtuvo la reducción de costo por tonelada.

Palabras clave: Recuperación de pilar de tajo antiguo.

ABSTRACT

This thesis is titled “Recovery of old pit pillar of intermediate level 400 of section I using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu” and has as a general objective, the determine the influence of the recovery of the old pit pillar using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu therefore has the specific objective: to determine economically the feasibility of recovering the old pit pillar using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu, will finally determine the influence of the boxing boxes in the recovery of the old pit pillar using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

This results in the general hypothesis: the recovery of the old pit pillar will have a positive influence using the sub-level method with long drills at Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu, and among the specific hypothesis we have: the recovery of the old pit pillar will be economically feasible using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu also the box boxes will positively influence the recovery of old pit pillar using the sub-level method with long drills in Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu. The general method of research is scientific and as a especific method is inductive – deductive, as research type is experimental, level of research is applied, the purpose is to use knowledge in practice, explain the results obtained from recovery of pillar. The population is section I, has a total of 120 workers of Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu located in the district of Chicla, province Huarochiri, departament of Lima, the sample is represented by the 747S pit in the intermediate level 400 of section I of Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

The method used by sub-levels with long drills in the recovery of pit pillar 747S obtained the cost reduction per ton.

Keywords: Recovery of old pit pillar.

INTRODUCCIÓN

En la actualidad, la Empresa Minera Los Quenuales tiene la necesidad de incrementar su producción a menor costo. En esta unidad, su yacimiento es polimetálico y se extrae zinc, plata, plomo y cobre. Anteriormente, fueron explotados los tajos mediante el método OPEN STOPE; el estudio se realizará en el pilar de la veta ML. Con el trabajo realizado, se busca incrementar el volumen de material volado, mejorando en las operaciones unitarias, y reducir la voladura secundaria; como resultado se obtendrá la reducción de los costos de las operaciones y mayores márgenes de beneficios. La actividad de perforación y voladura es una de las fases de mayor importancia de la minería; si se realizara de manera deficiente la perforación y la voladura, el costo de trabajo se elevaría y también influiría bastante en las actividades posteriores de estas dos actividades como la limpieza, acarreo, tratamiento. Para ello, se busca la eficiencia y eficacia en las operaciones para aumentar la producción a menor costo.

En el capítulo I: Se menciona el planteamiento y formulación del problema, planteamiento del problema, el desarrollo de la formulación del problema: problema general y problemas específicos de la investigación, los objetivos planteados a alcanzar durante el trabajo, mediante la delimitación del estudio en la Empresa Minera Los Quenuales y la importancia del estudio, detallando la hipótesis general, específicas y los variables que se desarrollaron en la presente investigación.

En el capítulo II: Marco teórico, se revisará los antecedentes de la investigación, generalidades de la EMQSA (accesibilidad, ubicación topográfica, entre otros). geología, mineralización, dilución de mineral, geomecánica. Costo de desarrollo subnivel 290S, producción del tajo 747S, limpieza del tajo y definición de términos.

En el capítulo III: Metodología de la investigación, método y alcances de la investigación, el diseño de investigación se detalla el tipo y nivel de la investigación, se define la población y muestra, técnicas e instrumentos utilizados en la recolección de datos y tratamientos de datos.

En el capítulo IV: Resultados y discusión, costo de preparación de subnivel 290S, de tajo 747S costos: perforación, voladura, limpieza, accesorios, equipos de seguridad, herramientas de labores para jumbo, ventilación.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.1. PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La Empresa Minera Los Quenuales es una mina subterránea dividida en cinco zonas: sección I, II, IV, V, VII explotando por taladros largos en cuerpos y siguiendo vetas. En el agotamiento de reservas minerales, la empresa tomó en cuenta la recuperación de pilar de tajo antiguo convencional para mantener el nivel de producción; esto nos permite optimizar los costos de extracción y aumentar la productividad, empleando taladros largos por subniveles.

En la minería, es muy importante la selección del método de extracción de recursos minerales, de eso va a depender sus utilidades, y el volumen de material volado. El avance del método de extracción ha logrado un avance importante hasta el momento, esto ha permitido establecer los métodos de extracción que permitan mejorar a las empresas sus procesos de extracción de forma continua. La Empresa Minera Los Quenuales tomó la decisión de recuperar los pilares de tajos convencionales implementando el método de taladros largos por subniveles buscando la eficiencia y aumentando el volumen de producción.

La aplicación de este método tiene la finalidad de extraer los minerales que se encuentran en los pilares de buena ley de tajos vacíos convencionales.

1.1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1.2.1. Problema general

¿Cuál es la influencia de la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?

1.1.2.2. Problemas específicos

- a. ¿Será económicamente factible la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?
- b. ¿Influirán las cajas encajonantes en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?

1.2. OBJETIVOS

1.2.1. OBJETIVO GENERAL

Determinar la influencia de la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A.– U.M. Yauliyacu.

1.2.2. OBJETIVOS ESPECIFICOS

- a. Determinar económicamente la factibilidad en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.
- b. Determinar la influencia de las cajas encajonantes en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

1.3. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

La Empresa Minera Los Quenuales S.A. enfrenta un cambio al implementar el método de taladros largos por subniveles en la recuperación de pilares de tajos antiguos convencionales por falta de cuerpos mineralizados.

El presente trabajo permitirá mejorar el nivel de producción en la sección I, al aumentar el volumen de material volado de pilares de tajo antiguo mediante el método de subniveles con taladros largos; se debe cumplir con el tonelaje diario programado; para cumplir con el objetivo, se debe realizar a menor costo mina, de esta forma se obtendrá mayor rentabilidad para la empresa.

1.3.1. JUSTIFICACIÓN SOCIAL

En muchas empresas, se observa con frecuencia que por el desprendimiento de rocas se genera pérdidas de recurso humano que es lo más importante para una empresa y llegan a ser fatales en ciertas circunstancias; por tal razón, optan las empresas como una alternativa a la geomecánica y al tipo de método de explotación.

Con el conocimiento de la geomecánica, se permite realizar un sostenimiento adecuado en la preparación de las labores, también estas evaluaciones permiten elegir la cantidad a emplear y el tipo de explosivos para evitar el desprendimiento de cajas de las vetas; de esta manera reducir la dilución del mineral. El conocimiento de geomecánica nos permite tener una mejor visión no solo el comportamiento mecánico nos permitirá una mejor administración de recursos en la operación minera.

1.3.2. JUSTIFICACIÓN ACADÉMICA

El conocer la geomecánica es importante, ya que con esta herramienta se pueden tomar decisiones adecuadas como en malla de perforación, materiales para el sostenimiento, el tipo de explosivo a usar, para lo cual se deberá realizar una serie de estudios en el macizo rocoso. Para realizar estos estudios, se debe estar preparado académicamente sobre el tema y este trabajo realizado ayudará en medida a que los interesados sobre el tema puedan mejorar sus conocimientos y desarrollar en actualizaciones sobre la geomecánica.

1.3.3. JUSTIFICACIÓN ECONÓMICA

El desprendimiento de roca y el uso excesivo de explosivo en todas las empresas mineras producen pérdidas de materiales, tiempo y recurso humano, lo cual genera a la empresa pérdida económica; por esto motivo, para reducir costos en las operaciones, es muy importante controlar el desprendimiento de la roca de las cajas para reducir la dilución de mineral y el explosivo para evitar la sobrerotura. Igual de importante es la difusión de los resultados entre los trabajadores con el fin de mejorar la cultura de prevención de estos eventos.

1.4. HIPÓTESIS DE LA INVESTIGACIÓN

1.4.1. HIPÓTESIS GENERAL

La recuperación de pilar de tajo antiguo influirá positivamente empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

1.4.2. HIPÓTESIS ESPECÍFICAS

- a. La recuperación de pilar de tajo antiguo será económicamente factible empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.
- b. Las cajas encajonantes influirán positivamente en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

1.5. IDENTIFICACIÓN DE VARIABLES

1.5.1. VARIABLE INDEPENDIENTE

Método de subniveles con taladros largos.

1.5.2. VARIABLE DEPENDIENTE

Recuperación de pilar de tajo antiguo

1.6. MATRIZ DE OPERACIONALIZACIÓN DE VARIABLES

Tabla 1: Matriz de operacionalización de variables

| Variable | Definición conceptual | Definición Operacional | | |
|---|---|--|---|---|
| | | Dimensiones | Sub - dimensiones | Indicadores |
| VI: Método de subniveles con taladros largos | Es un método de explotación subterráneo con sostenimiento natural que se caracteriza por su alta productividad, una vez arrancado el mineral se dejan pilares. En sí mismo se utiliza en yacimientos verticales o de fuertes pendientes, donde el mineral se fractura mediante perforación y voladura desde los subniveles. | Método de explotación empleando taladros largos por subniveles | <ul style="list-style-type: none"> ✓ Block ✓ Costo de explotación ✓ Dilución | <ul style="list-style-type: none"> ✓ Volumen de producción (tn) ✓ Costo de mina (\$/tn). ✓ Costo total (\$/tn) ✓ Dilución del mineral volado (%). |
| VD: Recuperación de pilar de tajo antiguo | Pilar es el sostenimiento que se deja en la misma roca madre con o sin mineral. Soporta esfuerzos estático verticales y de compresión. | Comprensión de macizo rocoso | Macizo rocoso | <ul style="list-style-type: none"> ✓ Evaluación de geomecánica en preparación para el sostenimiento de subnivel 290S. ✓ Evaluación de estabilidad de cajas encajonantes de tajo 747S. |

Fuente: Elaboración propia

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

Tema, **“Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA NV.200 – flor de loto – compañía minera Raura SA.”**, presentada por Leidy Lizbeth Guerrero Sandoval. 2015, tuvo como objetivo general explotar vetas angostas como flor de loto bajo el método de taladros largos y mínimos los costos en el tajeo 780NA; específico: proponer y seleccionar alternativas técnico – económicos que permitan explotar la veta flor de loto con mayor eficiencia y productividad a un mínimo costo; tuvo como resultado, debido al agotamiento de las reservas en cuerpos de la mina Raura y su posterior transición a minado en vetas angostas, adecuar los diversos subprocesos de explotación en la mina con el objetivo de mantener el nivel de producción diario y con ello garantizar los resultados operativos óptimos propios de las exigencias en un minado de vetas angostas, además de garantizar altos estándares de seguridad. El proceso de adecuación del método de minado en mina Raura es un proceso dinámico; en la actualidad, se están introduciendo nuevos parámetros tales como secciones aún más reducidas con la siguiente búsqueda de máquinas perforadoras, nuevos esquemas de voladura y altura de banco menor (1).

Tema, **“Aplicación del tajeo por subniveles con taladros largos para optimizar recursos en la mina caridad, compañía minera Huancapeti S.A.”**, elaborado por Dany Richard Leon Campos. 2017. Tiene por objetivo fundamental aplicar el tajeo por subniveles con taladros largos para optimizar recursos en la mina Caridad, compañía minera Huancapeti S.A.C.; específico: aplicar el método de tajeo por subniveles con taladros largos para reducir los costos de minado, mejorando la productividad. Como

resultado: en el desarrollo del presente trabajo de investigación, se ha demostrado que con la aplicación del tajeo por subniveles con taladros largos en la mina Caridad, compañía minera Huancapeti S.A.C. se obtiene 4.67 US\$/TCS más de utilidad que si usáramos el método de corte y relleno. El método de tajeo por subniveles es muy manejable con la mecanización, y por lo tanto los tajeos son de alta eficiencia, llegando a 110 toneladas/hombre-guardia en grandes. Costo de operación de método por taladros largos, es de 21.72 US\$/ton, que representa a los costos unitarios que intervienen en este método como son los siguientes: perforación, voladura, sostenimiento, transporte, costo de explotación, costo de explotación +25% costo de procesamiento, costo de energía y costos administrativos (2) .

Tema, “**Metodología para la optimización de las operaciones en taladros largos en función a los equipos, lodos de perforación y drop raising sloten compañía minera condestable SA.**”, presentado por Hanco Cuti Walter. 2014. Su objetivo es explicar la metodología para la optimización en las operaciones de taladros largos en las tres etapas de su ejecución: desempeño del equipo de perforación, evaluación de ley de lodos de perforación y voladura de chimeneas slots; específico: estudio de los equipos que se utilizan para la explotación de taladros largos. Los equipos Simba tienen cada vez más adeptos, su uso se está haciendo más generalizado. Para facilitar y dar las mejores condiciones a la operación, se establecen varios criterios que se deben tomar en cuenta a la hora del diseño de los taladros. Como resultado, en las conexiones de Slot con el método Drop Raising existen muchas técnicas de conexión, estas pueden depender del equipo de perforación (generar mayor número de caras libres) o de la voladura (uso de doble cebo). Si bien los lodos de perforación nos dan una referencia de la calidad del mineral del tajo, esta se ve influenciada por desviaciones como la calidad del muestreo tanto de equipo Niton como del cono y cuarteo. En el ensayo en campo, se logró conectar con éxito 10 metros de puente; luego de un análisis, se pudo entender cuál era la falla en el disparo, se distribuyó el explosivo en los lugares adecuados de acuerdo al diseño. (Factores de retacado con detrito de perforación, orientación del cebo y el carguío de 2/3 partes del taladro ayudaron a tener dicho éxito) (3).

2.2. BASES TEÓRICAS

Los pilares sirven de apoyo a la caja techo y sus cargas, principalmente la sobrecarga actuando sobre el área superior de la labor. El material del pilar consiste principalmente en el propio mineral y, a veces, los residuos se incorporan dentro de la veta. Los pilares

no solo deben ser lo suficientemente rígidos, un requisito con frecuencia pasado por alto. Si los pilares no están suficientemente rígidos, el techo el techo puede caer sobre los pilares independientes, sobre todo cuando en el pilar diferencial (y en el piso) ocurre un cambio. Los pilares verticales continuos se utilizan para separar tajeos verticales en roca dura que emplean métodos inclinados, métodos tabulares en roca dura que emplean métodos inclinados, métodos tabulares verticales. Incluso con un terreno estable, estos se llenan generalmente poco después del minado para la estabilidad a largo plazo. Cuando los depósitos son masivos junto con la capa de roca son débiles, el hundimiento es necesario, generalmente se realiza como ascensores horizontales o hundimiento de bloques.

El tajeo por subniveles con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable. A cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádicos o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad. Este método posee una fuerte inversión en la etapa de preparación. Aunque dicho costo es compensado por el hecho que gran parte de la preparación es ejecutada en mineral. El uso eficiente de voladura en gran escala hace del tajeo por subniveles uno de los métodos de más bajo costo de la minería subterránea. La perforación de los taladros es ejecutada con máquinas perforadoras de taladros largos (4).

La perforación de taladros largos y los grandes volúmenes de producción disparados requieren que los cuerpos de mineral sean bien definidos. Los bordes de los tajeos deben ser regulares, porque cuerpos irregulares de mineral y aquellos que contienen grandes tramos de desmonte no pueden fácilmente ser evitados. El desmonte de los cuerpos irregulares de mineral e inclusiones diluyen al final el material extraído y esta dilución aumenta el costo por tonelada de mineral producido. Un contacto de mineral a la roca encajonante lisa permite el flujo más fácil del mineral disparado a los puntos de carguío y tolvas. La roca debe ser estructuralmente competente y auto soportarse con las grandes aberturas y podrán ser dejadas sin relleno durante amplios periodos de tiempo. Además, repetidas ondas de choque o detonación de grandes voladuras requieren un mineral de alto esfuerzo compresivo y mínimas discontinuidades estructurales con juntas, minas y planas sub horizontales.

2.3. GENERALIDADES DE LA UNIDAD MINERA YAULIYACU

2.3.1. UBICACIÓN

Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu se ubica en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima. Geográficamente se localiza en la zona central, flanco Oeste de la cordillera occidental de los andes, entre las coordenadas 11°30' latitud Sur y 76°10' Latitud Oeste. a una altura 4250 m.s.n.m. Se llega por carretera asfaltada siguiendo la Lima – Huancayo de la carretera central, con una distancia aproximada de 129 Km, en un tiempo aproximado de recorrido de tres horas (5).

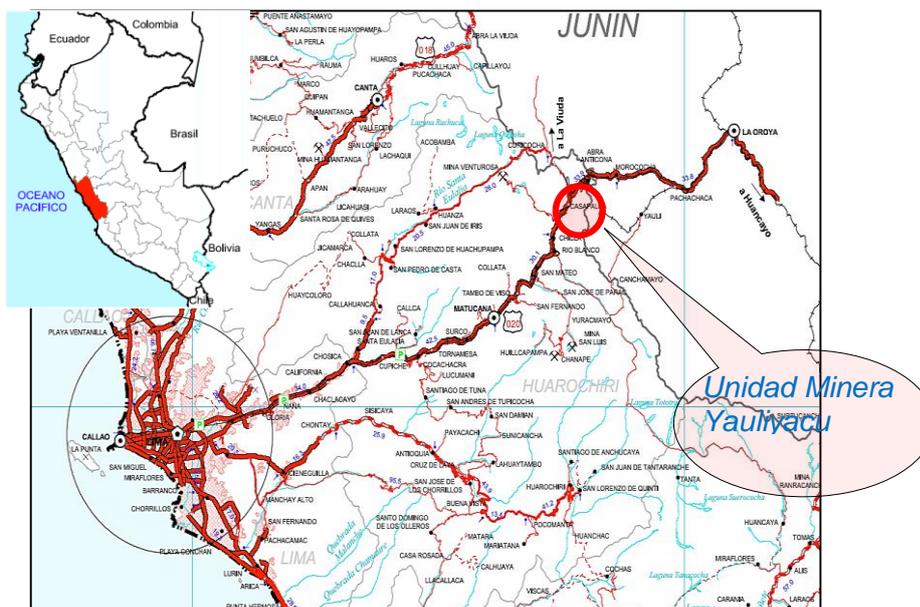
2.3.2. ACCESIBILIDAD

Tabla 2: Vías de acceso a EMQSA

| Rutas | Distancia (kilometro) | Tiempo aprox. (horas) | Vía de acceso |
|---|-----------------------|-----------------------|---------------|
| Lima – Chosica – Matucana – San Mateo de Huanchor – Chicla - Casapalca. | 129 km | 2 horas, 42 minutos | asfaltada |
| Huancayo - Concepción - Jauja – La Oroya – Ticlio – Casapalca. | 178 km | 3 horas, 36 minutos | asfaltada |

Fuente: <http://es.distancias.himmera.com/buscar/>

Figura 1: Ubicación de EMQSA. U.M. Yauliyacu



Fuente: Tesis de Condori Ceron Guillermo Elias

2.3.3. GEOMORFOLOGÍA Y CLIMA

La mina se encuentra situada en el cinturón volcánico de la cordillera occidental andina, muestra un relieve relativamente empinado, cuyas pendientes evidencian profunda erosión. Es observable que el relieve ha sido modelado por acción glaciar, mostrándose en coitas muy elevadas y presencia de nieve perpetua. La afluencia principal de la zona representa el río Rímac, el cual surca de este a oeste drenando dendríticamente hacia el Océano Pacífico. En la zona minera, se aprecian dos estaciones bien definidas: la temporada de lluvias, comprendidas entre los meses de enero a marzo caracterizada por fuertes precipitaciones con una temperatura de 10° y disminuyendo está a 0°. Dirección y velocidad del viento es 30 Km/h (6).

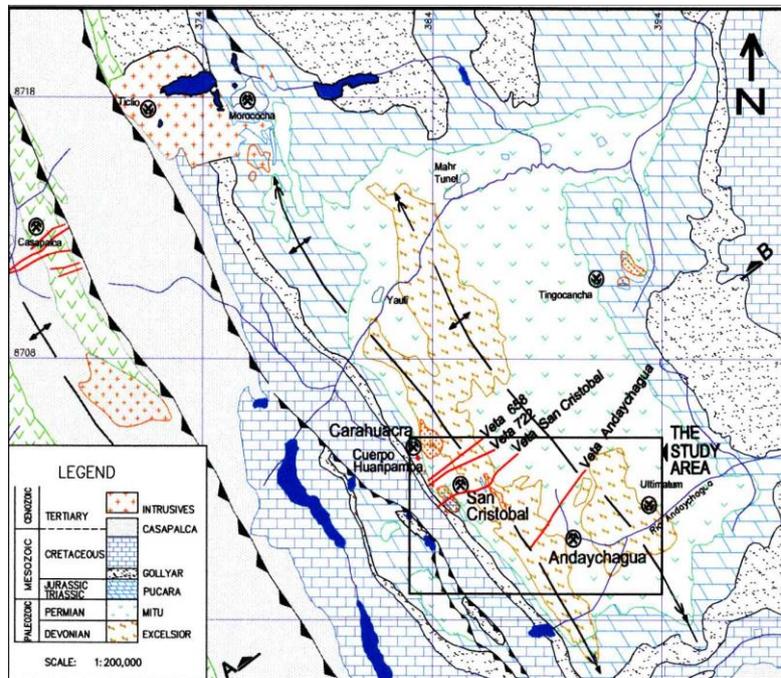
2.4. GEOLOGÍA DE LA UNIDAD MINERA YAULIYACU

2.4.1. GEOLOGÍA REGIONAL

La Unidad Minera Yauliyacu es productora de zinc, plomo, plata y cantidades menores de cobre. La mineralogía es constituida por esfalerita, galena, tetraedrita y calcopirita como minerales de mena de mayor abundancia; los minerales de ganga están representados principalmente por pirita, calcita y cuarzo. Presenta

una alteración hidrotermal de las cajas de las vetas es silicificación, sericitización y propilitización a unas distancias de las vetas (7).

Figura 2: Plano de geología regional



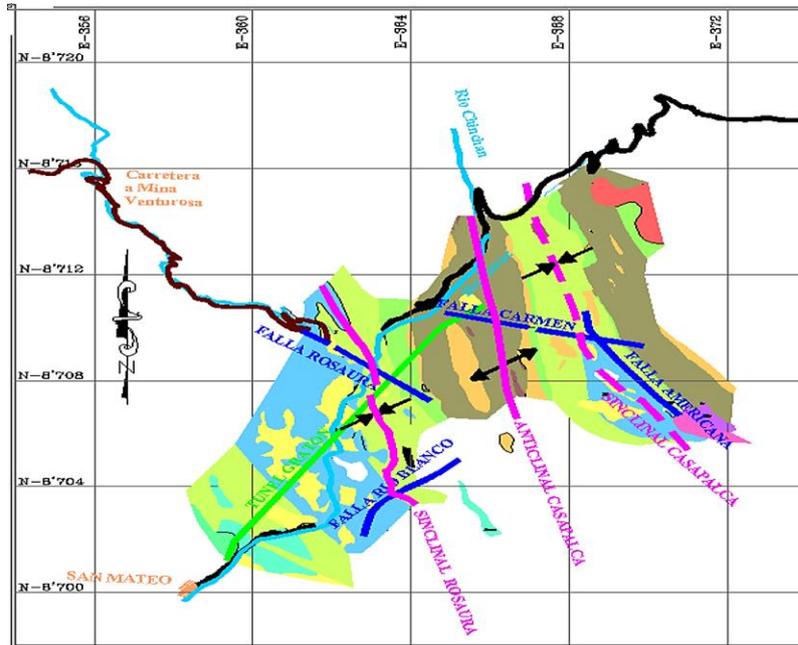
Fuente: Departamento de área de geología EMQSA

2.4.2. GEOLOGÍA ESTRUCTURAL

La estructura principal es el anticlinal Casapalca, pliegue abierto en la parte central, al norte pasa a un pliegue cerrado volcado hacia el este. Rumbo 10° - 20° NW. La gran falla es post mineral rumbo 55° NW y buzamiento 50° - 60° NE.

En el área se encuentra tres grandes fallas inversas conservando cierto paralelismo entre sí; estas fallas son las siguientes: Infiernillo, rumbo 38° NW y buzamiento de 70° al SW. Rosaura, rumbo N 43° W y buzamiento N 80° W (presenta mineralización). Y Americana, con rumbo N 38° W y buzamiento 80° al NE. La falla del Río Blanco en la parte SW del distrito tiene un rumbo cerca de N 35° E paralelo al sistema de las vetas M y C. En subsuelo la gran falla, de rumbo N 55° W, desplaza a las vetas, siendo dicho desplazamiento ligeramente mayor en profundidad (6).

Figura 3: Plano de geología estructural (fallas y pliegues)



Fuente: Departamento de área de geología EMQSA

2.4.3. ESTRATIGRAFÍA

La columna estratigráfica de la región está conformada principalmente por areniscas, lutitas calcáreas, calizas, brechas, tufos y lavas, los cuales alcanzan una potencia aproximada de 5400m (5).

Figura 4: Columna estratigráfica de EMQSA

| ESTRATIGRAFIA | | | | |
|---------------|----------------------|-----|---|---|
| CUATERNARIO | | | sin formación | |
| | | Q | Cuaternario: deposito glaciares | |
| TERCIARIO | Rocas intrusivas | Tar | Taruca: Andesitas porfiriticas (diques, stocks) | |
| | | Frg | Fraguamachay | |
| | | Vc | Victoria: Dirorita con matriz de sericita | |
| | | Vu | Veintiuno: Andesita | |
| | | Mg | Meiggs: Diorita | |
| | | Hb | Huayracancha: Brecha volcanica | |
| | | Hd | Huayracancha: Diorita porfiritica | |
| | | Rb | Formación Río Blanco: Tufos, intercalaciones de caliza | |
| | | By | Formación Bellavista: Calizas. Tufos y lutitas rojas | |
| | Fm. Carlos Francisco | Y | Miembro Yauliyacu: Tufos rojos | |
| | | CF | Miembro Carlos Francisco: Flujos andesiticos porfiriticos | |
| | | Tab | Miembro Tablachaca: Tufos y brechas porfiriticas | |
| | Fm. Casapalca | Crn | Miembro Carmen: Conglomerados, areniscas y lutitas | |
| | | CR | Miembro Capas Rojas: Lutitas y areniscas calcáreas (rojo) | |
| | CRETACICO | | Jum | Formación Jumasha: Calizas con lutitas arenosas |
| | | | Goy | Formación Goyllarisquizga: Areniscas, lutitas y cuarcitas |

Fuente: Departamento de área de geología

2.5. MINERALIZACIÓN

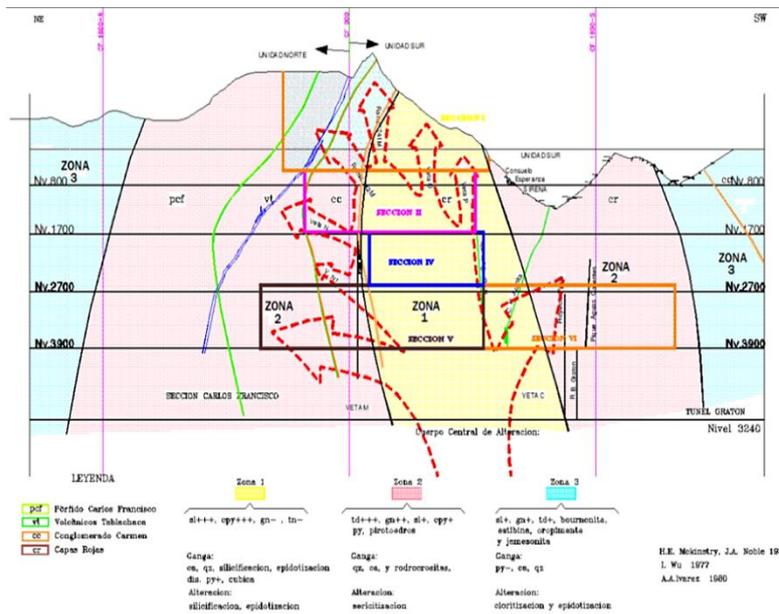
La mina Yauliyacu es productora de zinc, plomo, plata y cantidades menores de cobre. La mineralogía es constituida por esfalerita, galena, tetrahedrita y calcopirita como minerales

subsuelo. Verticalmente, la mineralización es conocida en un encampane de 2,000m. Son angostas, generalmente menores a 1.00m (8).

2.5.2. CUERPOS

La mineralización es de dos tipos: sulfuros masivos que son el resultado del reemplazo de elementos y estratos calcáreos favorables y diseminaciones, vetillas de sulfuros que son rellenos de fisuras. Los minerales de mena presentes son, principalmente, esfalerita con cantidades menores de calcopirita, galena, tetraedrita y los minerales de ganga son pirita, cuarzo y carbonatos como minerales de ganga. La permeabilidad de las areniscas y lutitas están directamente relacionadas con la densidad del fracturamiento, que, para el caso específico de los cuerpos mineralizados, ha tenido gran influencia y permitido el relleno de fisuras y/o diseminaciones en áreas adyacentes a la veta principal.

Figura 6: Alteración que presenta por zona y la presencia de ganga en EMQSA



Fuente: Departamento de área de geología EMQSA

2.6. DILUCIÓN Y RECUPERACIÓN DEL MINERAL

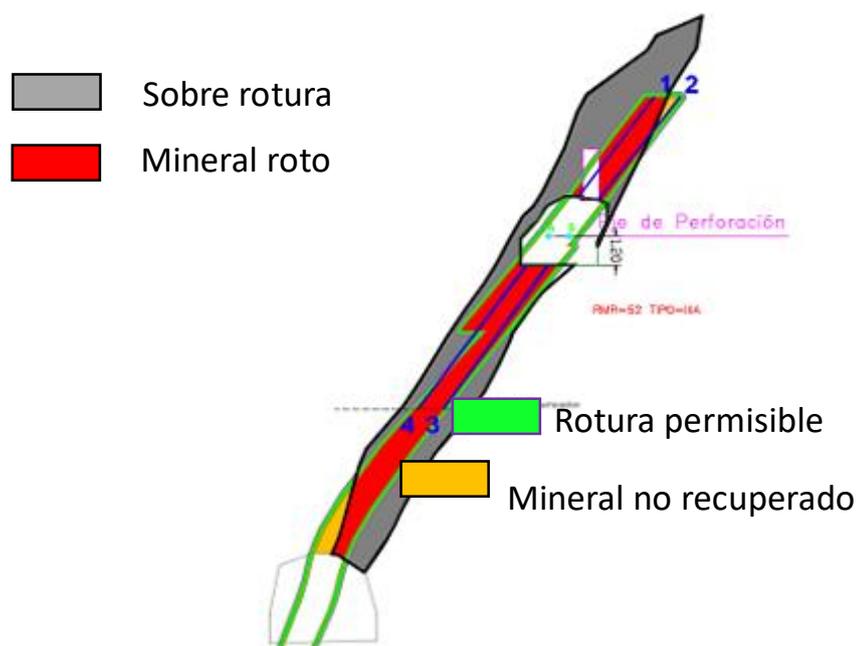
Fijados los parámetros que determinan el grado de reservas económicas, hay que tener en cuenta que ningún método de explotación racional permite recuperar la totalidad de las reservas minables. Al momento de establecer el programa de producción vendible,

hay que tener en cuenta la dilución de mineral, la que se produce como consecuencia de la aplicación práctica del método de explotación, tratándose, por lo tanto, de una contaminación del mineral.

En la práctica, las recuperaciones mineras oscilan entre el 65% y el 95%. Esta indica el grado de aprovechamiento de las reservas de un yacimiento, e indirectamente las pérdidas minerales que se producen.

Se pueden distinguir dos tipos de dilución: la dilución de producción y la dilución estructural.

Figura 7: La representación de dilución debido a los contactos irregulares a las cajas



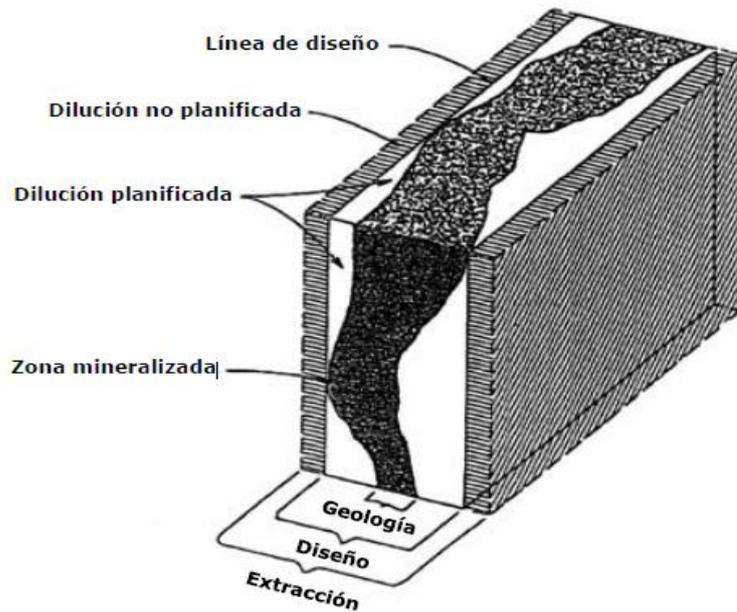
Fuente: Área de departamento de planeamiento EMQSA

La dilución estructural es inherente a la disposición del depósito de mineral. Presencia de algunas intercalaciones de estéril dentro de la formación. Haciendo imposible una explotación selectiva.

Con respecto a la pérdida de mineral: las pérdidas generales de mineral son de dos tipos: las pérdidas generales y las pérdidas de producción. Las primeras son intrínsecas a la disposición natural de los yacimientos y están constituidas por el mineral que se abandona "in situ" por motivos de estabilidad. Las pérdidas por producción engloban todas las demás pérdidas de mineral que se producen durante el proceso de extracción.

La dilución depende, en buena parte, de la configuración y disposición geológica del yacimiento y del método de explotación seleccionado.

Figura 8: Tipo de dilución que se presenta en un block de diseño



Fuente: Tesis de Roque Ortiz, Edgar Andrés

Para el cálculo de la dilución interna, externa y total, se deberá tener en cuenta para el cálculo las siguientes fórmulas:

a. % Dilución interna

$$\%D \text{ Interna} = \text{Vol Desm Per} / (\text{Vol Mineral} + \text{Vol Desm Per})$$

b. % Dilución externa

$$\%D \text{ Externa} = \text{Vol Desm FP real} / (\text{Vol Permisible} + \text{Vol Desm FP real})$$

c. % Dilución total

$$\%D \text{ Total} = (\text{Vol Desm Per} + \text{Vol Desm FP real}) / (\text{Vol Desm Per} + \text{Vol Desm FP real} + \text{Vol Mineral})$$

2.7. GEOMECÁNICA

2.7.1. MACIZO ROCOSO

Es el medio in-situ que contiene diferentes tipos de discontinuidades como diaclasas, estratos, fallas y otros rasgos estructurales. Las principales clasificaciones geomecánicas son las siguientes:

- Clasificación de rocas de Terzaghi (1946)
- Clasificación de Stini y Lauffer (1958)
- Caterpillar tractor co. (1966)
- Obert & Duval (1967) para minería.
- Ege (1968) túneles cristalinas.
- Índice de calidad tunelera “Q” Barton (1975).
- Clasificación de Bieniawski – RMR (1989).
- Palmstrom (1995) índice RMI.
- Índice de resistencia geológica – GSI (1996).

2.7.2. BIENIAWSKI – RMR

El sistema Rock Mass Rating se presenta en la tabla siguiente, los cuales proporcionan los índices para cada uno los seis parámetros listados, estos índices se suman y dan un valor R.M.R. Bieniawski publicó, en 1989, una serie de reglas para la elección del sostenimiento en túneles ejecutados en masas rocosas que han sido valorados con el sistema RMR. Para el cálculo de RQD, se utiliza la siguiente fórmula que define el porcentaje de piezas intactas.

En 1964, Deere propuso un índice cuantitativo de la calidad de roca, basada en la recuperación de núcleos con perforación diamantina, el sistema RQD. Este índice de calidad de roca se ha usado en muchas partes y se ha comprobado que es muy útil en la clasificación del macizo rocoso (9).

$$RQD(\%) = \frac{\text{Sumatoria de longitudes de piezas mayores de } 100\text{mm}}{\text{longitud total del barreno}} \times 100$$

Figura 9: Valorización del macizo rocoso de Bieniawski

| VALORACIÓN DEL MACIZO ROCOSO Clasificación RMR de Bieniawski (1989) | | | | | | | | | | | | | | | | | |
|--|---------------------------------|------------|---------------|-------------|---------------|--------------|--------------|--------------|--------------|-----------------|-----|----------|------------|---|-----|-------|-----------|
| PARÁMETRO | RANGO DE VALORES Y VALORACIONES | | | | | | VALORACIÓN | | | | | | | | | | |
| RESIST. COMP. UNIAxIAL (MPa) | > 250 | 15 | 100 - 250 | 12 | 50 - 100 | 7 | 25 - 50 | 4 | < 25 | 2 | < 5 | 1 | < 1 | 0 | 1 | > 250 | |
| RQD % | 90 - 100 | 20 | 75 - 90 | 17 | 50 - 75 | 13 | 25 - 50 | 8 | < 25 | 3 | 2 | 90 - 100 | | | | | |
| ESPACIAMIENTO (m) | > 2 | 20 | 0.6 - 2 | 15 | 0.2 - 0.6 | 10 | 0.06 - 0.2 | 8 | < 0.06 | 5 | 3 | > 2 | | | | | |
| CONDICIÓN DE JUNTAS | PERSISTENCIA | < 1m. | 6 | 1 - 3m. | 4 | 3 - 10mm. | 2 | 10 - 20m. | 1 | > 20mm. | 0 | 4A | < 1m. | | | | |
| | APERTURA | Cerrada | 6 | < 0.1mm. | 5 | 0.1 - 1.0mm. | 4 | 1 - 5mm. | 1 | > 5mm. | 0 | 4B | Cerrada | | | | |
| | RUGOSIDAD | Muy rugosa | 6 | Rugosa | 5 | Lig. Rugosa | 3 | Lisa | 1 | Espejo de falla | 0 | 4C | Muy rugosa | | | | |
| | RELLENO | Limpia | 6 | Duro < 5mm. | 4 | Dura > 5mm. | 2 | Suave < 5mm. | 1 | Suave > 5mm. | 0 | 4D | Limpia | | | | |
| ALTERACIÓN | Sana | 6 | Lig. Alterada | 5 | Mod. Alterada | 3 | Muy Alterada | 2 | Descompuesta | 0 | 4E | Sana | | | | | |
| AGUA SUBTERRÁNEA | Seco | 15 | Húmedo | 10 | Mojado | 7 | Goteo | 4 | Flujo | 0 | 5 | Seco | | | | | |
| VALOR RMR (Suma de valoración 1 a 5) = | | | | | | | | | | | | | | | 100 | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | | | | | | | | | | | | |
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | | | | | | | | | | | | I |
| DESCRIPCIÓN | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | | | | | | | | | | | | MUY BUENA |

| PARÁMETRO PARA CALCULAR EL RMR SEGÚN LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES TÚNELES Y MINERÍA (Rumbo y Buzamiento) | |
|--|-----------|
| Rumbo Perpendicular al Eje/Dirección según Buzamiento 45°-90° | Rango RMR |
| Muy favorable | 0 |

| VALOR RMR (Corregido) = | | | | | | |
|-------------------------|-------------|----------|-------------|---------|------------|-----------|
| 100 | | | | | | |
| CLASE DE MACIZO ROCOSO | | | | | | |
| RMR | 100 - 81 | 80 - 61 | 60 - 41 | 40 - 21 | 20 - 0 | I |
| DESCRIPCIÓN | I MUY BUENA | II BUENA | III REGULAR | IV MALA | V MUY MALA | MUY BUENA |

Fuente: Área de geomecánica de EMQSA

2.7.3. GSI

La clasificación GSI se basa en una excavación cuidadosa del macizo rocoso y, por consiguiente, es esencialmente cualitativa. Este índice incorpora la estructura del mismo y las características geomecánicas de las superficies de discontinuidades existentes en él y se obtiene a partir de un examen visual del macizo rocoso en afloramientos y sondeos. El GSI combina los dos aspectos fundamentales del comportamiento de los macizos rocosos; es decir, su fracturación, o sea, el tamaño y la forma de los bloques, y la resistencia al corte de las discontinuidades (10).

En la última publicación de Hoek, Marinós, & Marinós (2005), se ha ampliado la clasificación GSI para abarcar un tipo más de macizos rocosos: los laminados y cizallados. Se muestra un gráfico que permite estimar el GSI a partir de datos geológicos. En esta tabla, cuando se considera que la resistencia del corte de las discontinuidades puede sufrir un deterioro como consecuencia de los cambios de humedad, si existe agua en las discontinuidades, debe atribuirse a la calidad de la superficie de las discontinuidades un grado inmediatamente inferior al que aparentemente poseen (10).

2.7.3.1. Estructura de masa rocosa

La estructura de la masa rocosa considera el grado de fracturamiento o la cantidad de fracturas por m², y se clasifica en 5 categorías.

- Moderadamente fracturada (F)
- Muy fracturada (MF).
- Intensamente fracturada (IF).
- Triturada o brecha (T).

Figura 10: Parámetros de estructura

| | | | | |
|---|------|------|------|-------|
|  <p>FRACTURADA (F) Bien trabada y no disturbada. Formada por 3 sistemas de discontinuidades. RQD = 61 - 80 % 8 a 14 fracturas por metro cuadrado (bloques cúbicos)</p> | A | A | | |
| | F/B | F/R | NA | NA |
|  <p>MUY FRACTURADA (MF) Trabada y parcialmente disturbada. Formada por 4 o más sistemas de discontinuidades. RQD = 41 - 60 % 14 a 20 fracturas por metro cuadrado (bloques angulosos).</p> | A | B | C | |
| | MF/B | MF/R | MF/P | NA |
|  <p>INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) Plegamiento con bloques angulosos formado por intersección de diferentes discontinuidades. RQD = 21 - 40% 20 a 29 fracturas por metro cuadrado</p> | | C | D | E |
| | NA | IF/R | IF/P | IF/MP |
|  <p>TRITURADO (T) Pobremente trabada, masa rocosa fuertemente rota, conformada por piezas de bloques angulosos y redondos. Sin RDQ.</p> | | D | E | E |
| | NA | NA | T/P | T/MP |

Fuente: Área de geomecánica de EMQSA

2.7.3.2. Condiciones superficiales

La condición superficial de la masa rocosa involucra a la resistencia de la roca intacta y a las propiedades de las discontinuidades: resistencia, apertura, rugosidad, relleno y la meteorización o alteración.

- Masa rocosa buena (B).
- Masa rocosa regular (R).
- Masa rocosa mala (M).
- Masa rocosa muy mala (MM).

Para la aplicación, se deben considerar los factores influyentes. Para aplicar la tabla, se deben lavar los hastiales, el techo y el frente de la labor y determinar los dos parámetros del índice GSI. La condición de estructura se determina contando el número de fracturas por metro lineal, la condición de resistencia se determina mediante golpes de picota, comba o barretillas y también se deberá tener en cuenta los factores influyentes.

Los factores influyentes condicionan un mayor reforzamiento del área evaluada; por lo tanto, deberá castigarse con un menor índice GSI e instalar el siguiente tipo de sostenimiento, para estos casos.

- Esfuerzo In Situ, por profundización mayores a 500 metros.
- Esfuerzos Inducidos, por labores cercanas entre sí.
- Esfuerzos Inducidos, por labor antigua, pilares – puentes.
- Presencia de agua de filtración como goteras o flujos.
- Presencia de falla, zonas de corte o áreas perturbadas.
- Falta de sostenimiento o sostenimiento no oportuno.
- Orientación de las fracturas.

2.7.4. METODOLOGÍA DE APLICACIÓN DE GSI

Tabla 3: Metodología de aplicación según el RMR y el tipo de labor

| Índice G.S.I.. | RMR | Tipo de labor | Tipo de soporte |
|---|---------|---------------|-----------------|
| Fracturada/buena (f/b) | 55 - 70 | Temporal | A |
| | | Permanente | A |
| Fracturada/regular (f/r) | 45 - 60 | Temporal | A |
| | | Permanente | B |
| Muy fracturada/buena (mf/b) | 45 - 60 | Temporal | A |
| | | Permanente | B |
| Muy fracturada/regular (mf/r) | 35 - 50 | Temporal | B |
| | | Permanente | C |
| Muy fracturada/pobre (mf/p) | 25 - 40 | Temporal | C |
| | | Permanente | D |
| Intensamente fracturada/regular (if/r) | 25 - 40 | Temporal | C |
| | | Permanente | D |
| Intensamente fracturada/pobre (if/p) | 20 - 30 | Temporal | D |
| | | Permanente | E |
| Intensamente fracturada/muy pobre (if/mp) | < 20 | Temporal | E |
| | | Permanente | E |
| Triturado/pobre (t/p) | < 20 | Temporal | E |
| | | Permanente | E |
| Triturada/muy pobre (t/mp) | < 10 | Temporal | E |
| | | Permanente | E |

Fuente: Área de geomecánica de EMQSA

El RMR va a variar según la condición estructural y condición superficial que presenta el macizo rocoso. Y el tipo de sostenimiento a elegir será según el tipo de labor que se tendrá proyectándose a las posteriores operaciones.

Los factores influyentes condicionan un mayor reforzamiento del área evaluada; por lo tanto, deberá castigarse con un menor índice GSI e instalar el siguiente tipo de sostenimiento. Al momento de elegir el tipo de sostenimiento se deben tener en cuenta los siguientes factores:

- Flujo de agua.
- Relajamiento de roca.
- Voladura deficiente.
- Presencia de fallas, zonas de corte o áreas perturbadas.

- Zona de intersecciones.
- Orientación de las fracturas.
- Esfuerzos inducidos, por labores cercanos entre sí.
- Esfuerzos inducidos, por labores antiguas, pilares – puentes.
- Esfuerzos in situ, por profundizaciones mayores a 500m.

2.8. TIPOS DE ROCA

Para el diseño de una voladura, el tipo de roca es, probablemente, el factor más influyente. Cada tipo de roca, en relación a su dureza y fracturación, tiene valores específicos que deben conocerse para el cálculo de la cantidad de explosivos (9).

En voladuras de rocas plásticas, es inconveniente el empleo de explosivos con alta brisancia, pues conduce al aprovechamiento inadecuado de energía. En trabajos de voladura para túneles, las tensiones de las rocas más fuertes se producen en el fondo del taladro, debiendo darse inicio a la voladura en esta zona, introduciendo el cartucho iniciador al taladro y colocando al fondo del fulminante en dirección al golpe de detonación. Cuando se emplea en un solo taladro dos explosivos diferentes, debe colocarse el cartucho iniciador entre los explosivos de mayor potencia para asegurar que su mayor velocidad de detonación arrastre a toda la columna (9).

Tabla 4: Tipo de roca en ordenamiento de consistencia plástica a quebradiza

| | | |
|--------------------------------|---------|--|
| Mal efecto detonatorio | Grupo A | Yeso, arcilla, esquistosa, pizarra muy blanda, arcillas, rocas muy descompuestas. |
| | Grupo B | Caliza blanda, arcilla esquistosa blanda, caliza carbonífera, calcita, rocas descompuestas. |
| | Grupo C | Caliza intermedia, arenisca blanda, arcilla esquistosa mediana, esquistos arenosos, caliza semisilíceas. |
| | Grupo D | Arenisca blanda, caliza dura, esquistos duros, esquistos bituminosos, caliza cristalina, caliza silíceas. |
| Buen efecto detonatorio | Grupo E | Granito blando, hematitas, arenisca dura, micasquistos, conglomerado arcilloso, silicatos, rocas con regular silicificación. |
| | Grupo F | Cuarzo, cuarcita, conglomerado cuarzosos, mármol, granito medio, arenisca dura, rocas con mediana silicificación. |
| | Grupo G | Granito duro, cuarcita de granulación fina, silice, tactite, rocas con mediana - alta silicificación. |

Fuente: Excavación y sostenimiento de túneles en roca de Nerio Robles

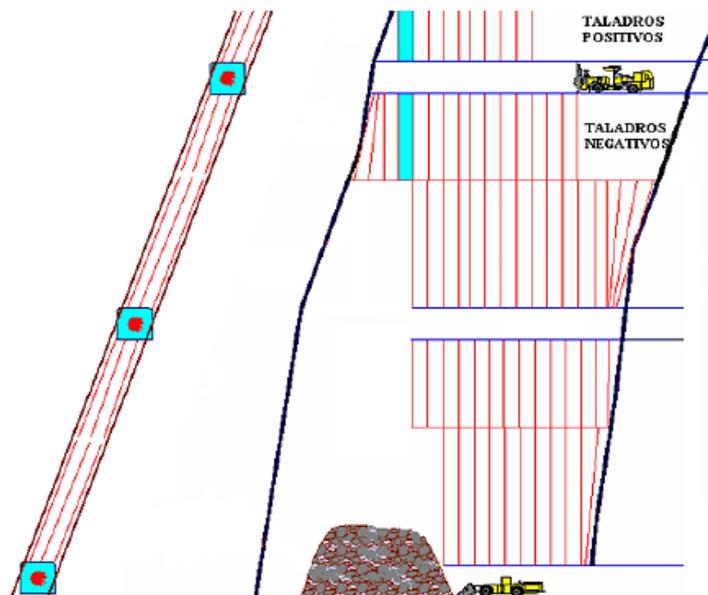
2.9. MÉTODO DE MINADO POR SUBNIVELES

El tajeo por subniveles (sublevel stoping, blasthole o longhole stoping) con taladros largos es un método de minado de alta producción aplicable: “a cuerpos o vetas extensas, de buzamiento casi vertical y geometría regular que poseen un mineral y cajas competentes que requieren esporádico o ningún soporte y el mineral roto fluye bajo la influencia de la gravedad (4).

Este método “sublevel stoping” consiste en dejar cámaras vacías después de la extracción del mineral. El método se caracteriza por su productividad, debido a que las labores de preparación se realizan en su mayor parte dentro del mineral. Para prevenir el colapso de las paredes, los cuerpos grandes normalmente son divididos en 2 o más tajeos; las recuperaciones de los pilares se realizan en la etapa final de minado. En este método, el minado se ejecuta desde los niveles para predeterminedar los intervalos verticales. Los subniveles son desarrollados entre los niveles principales; el mineral derribado con taladros largos o desde los subniveles, cae hacia la zona vacía para luego transportar hacia la planta.

La perforación de taladros largos y los grandes volúmenes de producción disparados requieren que los cuerpos de mineral sean bien definidos. Los bordes de los tajeos deben ser regulares, porque cuerpos irregulares de mineral y aquellos que contienen grandes tramos de desmonte no pueden ser fácilmente evitados. El desmonte de cuerpos irregulares de mineral e inclusiones diluyen al final extraído y esta dilución aumenta el costo por tonelada de mineral producido. Un contacto del mineral a la roca encajonante lisa permite el flujo más fácil de mineral disparado a los puntos de carguío y tolvas. La roca debe ser estructuralmente competente y auto soportarse con las grandes aberturas y podrían ser dejadas sin relleno durante amplios periodos de tiempo. Además, repetidas ondas de choque o detonación de grandes voladuras requieren un mineral de alto esfuerzo comprensivo y mínimas discontinuidades estructurales como juntas, minas, y planos sub horizontales (4).

Figura 11: Esquema de extracción de SLV



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

2.9.1. TALADROS LARGOS EN PARALELO PRODUCCIÓN

Es ventajoso emplear este sistema en yacimientos verticales de buena potencia. Las operaciones de perforación en subniveles, se realizan exclusivamente por medio de taladros largos en paralelo usando barras de extensión para lograr una distancia requerida. La voladura se comienza por abajo y se realiza en orden ascendente o lateralmente con salida a una cara libre.

2.10. COSTOS

2.10.1. COSTO DE OPERACIÓN

Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera, pudiendo subdividirse en tres categorías: costos directos o variables, costos indirectos o fijos, y costos generales.

2.10.2. COSTO UNITARIO

Es el cociente resultante 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 también variables. Es de observar que la cuantía de los costos unitarios de producción son necesariamente función del diseño de producción; a menor producción mayor Costo Unitario; a mayor producción menor costo. Asimismo, es necesaria la acción de la administración que cuide la aplicación racional de los materiales, mano de obra y uso de la maquinaria y equipo, etc., a modo de obtener la producción técnicamente aceptable; caso contrario, se eleva el costo unitario de producción, con la siguiente pérdida económica para la unidad minera injustificadamente (11).

Cabe mencionar que a cada volumen de producción le corresponde un costo determinado de producción, técnicamente aceptable, siempre y cuando las diversas operaciones del proceso productivo se lleven a cabo eficientemente, de acuerdo al diseño establecido. Si se presentan problemas de mano de obra ociosa., los gastos no deben de cargarse al costo sino al estado de pérdidas y ganancias como egresos por ociosidad, por señalarse una denominación (11).

2.11. LABORES DE DESARROLLO

Para acceder al tajo antiguo de nivel 400 intermedio, se tiene accesos por 4 lugares como H2, H3, nivel 200 y por la sección II, a fin de realizar la extracción del mineral de pilares de tajos antiguos que contienen minerales de altas leyes a comparación de cuerpos mineralizados.

Para poder llegar a Tajo 747S de nivel 400 intermedio, se entra por la bocamina nivel 200 de sección de 3.0m x 3.0m que está ubicada a 4643 m.s.n.m., por donde se encuentra ingresando aire comprimido para sección I y corina, hasta llegar a 5 esquinas (en el punto se ubica el inicio de la Rp (+) 290 que comunica a nivel H3), continuamos la ruta con la Rp(-) 750 de sección 3.0m x 3.0m, también se llega baño químico que está ubicado en el nivel 400 al final de la rampa, luego se voltea a la mano izquierda bajando la rampa y se va por el bypass gran falla de sección 3.0m x 3.0m hasta llegar a Rp(+) antigua que llega hasta primer intermedio de nivel 400, continúa por SN441 hasta SN440 son de sección de 3.0m x 3.0m, luego se va por el bypass 709S, pasando la estación de rescate; a 40 metros se entra la Rp(+) 289 que comunica a segundo intermedio de nivel 400 siendo la sección de 3.5m x 3.5m, se continua por bypass 288 y por la ventana 288-H hasta llegar al subnivel 290S como se muestra en la figura. Estas labores eran accesos para la extracción del tajo anteriormente y se dejaron los pilares como auto soportes para evitar el colapso de los tajos. Como se muestra en la figura 12, las líneas de color anaranjado

muestran la distancia de transporte de mineral arrancado VN710A que se encuentra ubicado en el primer intermedio de nivel 400, recorrido que hace el scooptram es de 270m hasta llegar a OP10. Este es un echadero de mineral que sirve como medio de transporte que llega hasta nivel 1700 a los chuts, desde este punto se traslada con locomotoras por AFE a las tolvas 2, 3 y 4 y se encuentran a diferentes distancias de los chutes las tolvas como se ve en el cuadro y los tiempos que se requieren para trasladar los minerales de los chutes a las tolvas como se ve en el cuadro.

Figura 12: Plano en vista planta del acceso al tajo 747S de nivel 400 intermedio de la sección I



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

Tabla 5: Cuadro de resultados de toma de tiempo en AFE

| Chute | Tiempo de carga | | Ciclo de acarreo | |
|-----------------|------------------|-------------------|------------------|-------------------|
| | carga fina | carga P. de banco | Ciclo de C. Fina | Ciclo de C. Banco |
| Chute 5 | 00:04:54 minutos | 00:11:20 minutos | 19 minutos | 25 minutos |
| Chute 9 | 00:04:49 minutos | 00:10:17 minutos | 27 minutos | 36 minutos |
| Chute 10 | 00:04:55 minutos | 00:08:30 minutos | 26 minutos | 34 minutos |
| Chute 13 | 00:04:20 minutos | 00:08:48 minutos | 31 minutos | 39 minutos |
| Chute 14 | 00:05:45 minutos | 00:09:28 minutos | 37 minutos | 43 minutos |
| Chute 15 | 00:08:24 minutos | 00:14:35 minutos | 46 minutos | 65 minutos |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 6: Cuadro de distancias de chutes a las diferentes tolvas

| Distancia | Tolva 2 | Tolva 3 | Tolva 4 | Unidad |
|-----------|---------|---------|---------|--------|
| Chute 5 | 1195 | 1175 | 1115 | metro |
| Chute 9 | 2038 | 2018 | 1958 | metro |
| Chute 10 | 1868 | 1848 | 1788 | metro |
| Chute 13 | 2118 | 2098 | 2038 | metro |
| Chute 14 | 2548 | 2528 | 2468 | metro |
| Chute 15 | 2398 | 2378 | 2318 | metro |

Fuente: Elaboración propia

2.12. SERVICIOS DE MINA

La energía de aire comprimido se emplea principalmente en el cargado de tajos y frentes, para la perforación con Jack Leg para la estandarización de las labores de preparación y producción para colocar las alcayatas. Para generar el aire comprimido, se cuenta con tres compresoras que se encuentran ubicadas en la sección I de nivel 200 en la superficie como se muestra en la figura 13. Desde este punto, se distribuye el aire comprimido, agua y energía eléctrica a todas las secciones de Empresa Minera Los Quenuales S.A. para realizar las actividades cotidianas.

Figura 13: Ubicación de casa compresora y poza de agua, nivel 200 de sección I



Fuente: Elaboración propia

2.12.1. EQUIPOS EMQSA.

La Empresa Minera los Quenuales cuenta con los siguientes equipos: scooptram, dúmper, jumbo para perforación de frentes, Mukki LHP para perforación de tajos, etc. y están distribuidos en cada una de las secciones para ejecutar las actividades que realizan como la perforación, voladura, sostenimiento, limpieza, etc.

La Empresa Minera los Quenuales S.A. tiene 64 equipos para realizar diferentes actividades como se muestra en la tabla 7, de terceros son 5 equipos que apoyan en perforación de taladros largos.

Tabla 7: Equipos de perforación y limpieza de EMQSA

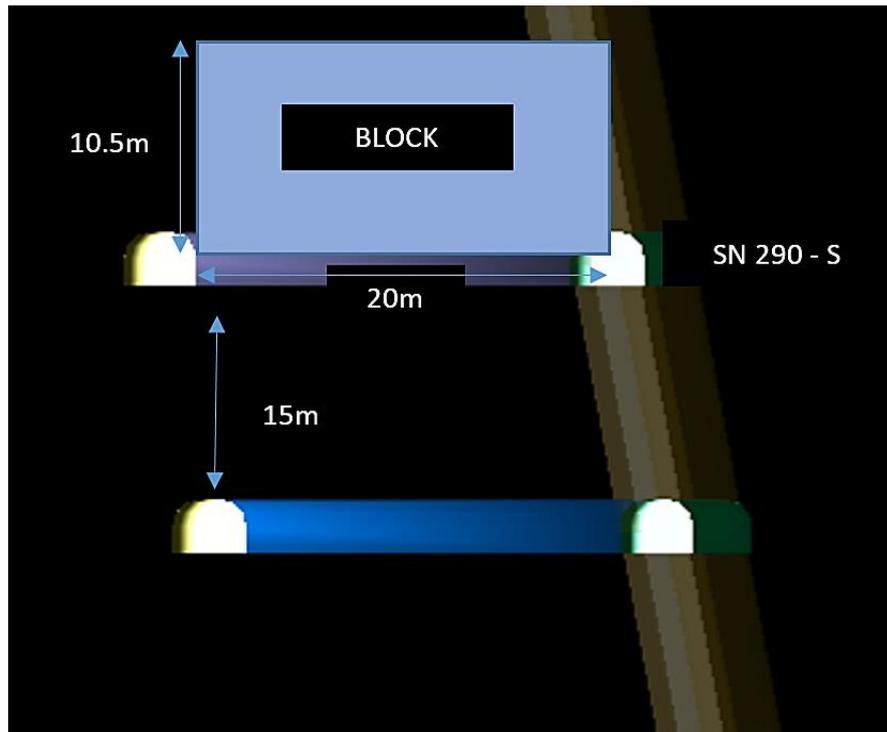
| Equipo | Modelo | Capacidad | Total |
|---------------------------------|-----------------|---------------------|-----------|
| Jumbo avance | Quasar DD210 | 12 Pies | 2 |
| | Troidon 44 XP | 12 Pies | 2 |
| | Troidon 55 XP | 12 Pies | 3 |
| Jumbo sostenimiento | Muki FF | 6 - 8 Pies | 1 |
| | Small bolter 99 | 8 Pies | 1 |
| | Bolter 99 | 8 Pies | 2 |
| Jumbo de taladros largos | Muki 22 | 3 Pies | 1 |
| | Muki LHB | 4 Pies | 1 |
| | Muki LHP | 4 Pies | 1 |
| | Nautilus DS | 4 Pies | 2 |
| | Nautilus DSB | 4 Pies | 2 |
| | Nautilus D | 4 Pies | 1 |
| | Nautilus | 4 Pies | 1 |
| | Nautilus DSB 14 | 4 Pies | 1 |
| Scooptram | LH 203 | 2.2 yd ³ | 1 |
| | ST 3G | 3.5 yd ³ | 2 |
| | ST 2G | 2.5 yd ³ | 2 |
| | 4 LD | 2.5 yd ³ | 2 |
| | R 1300G | 4.1 yd ³ | 24 |
| | XLH 12D | 1.5 yd ³ | 4 |
| | XLH 05D | 0.7 yd ³ | 4 |
| Dumper | 16 TD | 16 tn. | 4 |
| Total de flota | | | 64 |

Fuente: Elaboración propia

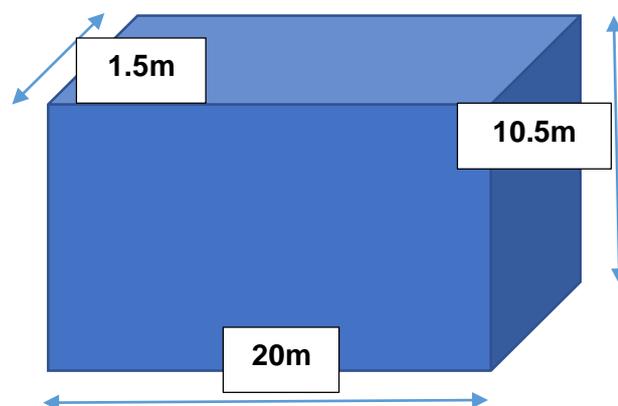
2.13. PREPARACIÓN

Para la recuperación de pilar, se ha desarrollado división por subniveles para emplear taladros largos paralelos por subniveles del tajo antiguo, de la sección I nivel 400 de segundo intermedio para la extraer el pilar 747S de tajo antiguo.

Figura 14: Representación de subnivel del tajo 747S



Fuente: Elaboración propia



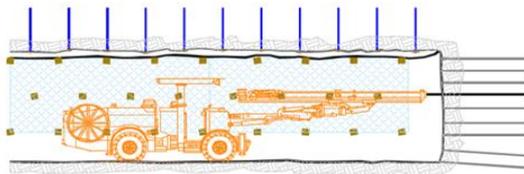
2.14. DESARROLLO

En el desarrollo, la Empresa Minera los Quenuales realiza en tres etapas, las cuales son: la primera etapa consiste en la perforación y voladura (donde la labor debe estar siempre sostenida hasta el tope y ventilada para realizar la perforación con la malla establecida según el tipo de roca que presente; antes de cargar el frente se debe desatar para ingresar a cargar el frente y se debe apagar la ventiladora después de chispeo del frente); la segunda etapa consiste en ventilación (antes de ingresar a la labor, se debe prender la ventiladora y ubicarse en el sentido del flujo de aire hasta que se encuentre en condiciones para realizar la tarea encomendada), regado (se realiza con agua que debe estar como máximo a una distancia no mayor a 50 metros), desatado (se realiza con barretillas de aluminio según la sección de la labor, los tamaños de las barretillas son de 4', 6', 8', 10', 12' y 15') y limpieza (scooptram). La etapa tres es la ventilación, desatado y sostenimiento hasta el tope (para continuar con la perforación).

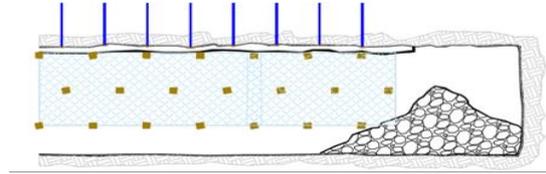
Etapa 1

Labor siempre sostenida hasta el tope antes de la perforación

Perforación

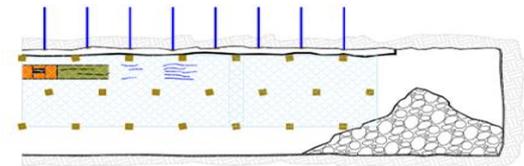


Voladura

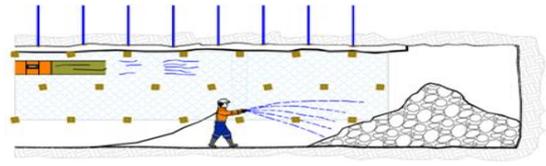


Etapa 2

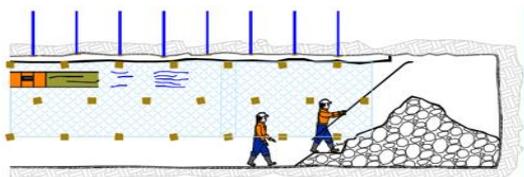
Ventilación



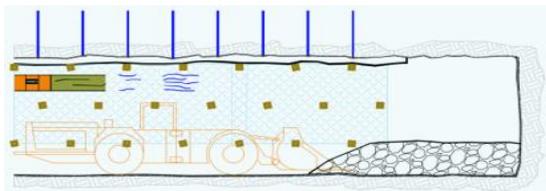
Regado



Desatado

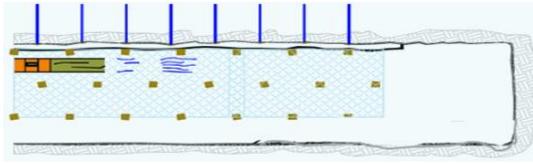


Limpieza

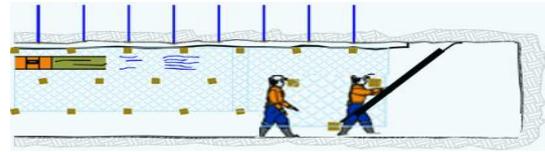


Etapa 3

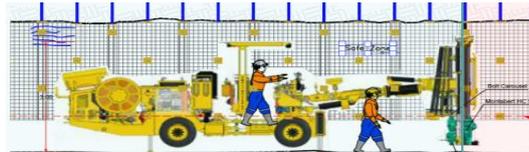
Ventilación



Desatado



Sostenimiento



2.14.1. GEOMECÁNICA

Para el sostenimiento de subnivel 290S de tajo 747S de nivel 400 intermedio de segundo intermedio, se realizó la evaluación geomecánica para realizar la perforación y sostenimiento respectivo apoyándose con la tabla de GSI a base de los datos obtenidos durante la evaluación realizada.

Tabla 8: Datos de subnivel 290S

| Dato | Descripción |
|--------------|--|
| Mina | Yauliyacu |
| Nivel | 400 2 ^{do} intermedio |
| Labor | Subnivel 290S |
| Densidad | 2.8 ton/m ³ |
| Profundidad | 360m |
| Rc/Sv | 13.37 problemas menores de estabilidad |
| Azimut labor | 40° |
| Altura | 3.5m |
| Ancho | 3.5m |
| ESR | 3 |
| EMR | 3.32 MPa |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 9: Cálculo de RMR

| SISTEMA RMR | | | | | | |
|--------------------------------------|-------------|-----|--------------|------------|-------|---|
| PARÁMETROS | | | RANGO | UNIDAD | VALOR | |
| Resistencia a la compresión uniaxial | | | 130.00 | MPa | 9 | |
| RQD | | | 60 | % | 10 | |
| Espaciamiento de discontinuidades | | | 0.06-0.2 | mm | 8 | |
| CONDICION DE DISCONTINUIDADES | | | | | | |
| Familia | Buz./D. Buz | f/m | Persistencia | <1m | m | 6 |
| 1 | | | Abertura | 0.1-1.0mm | mm | 4 |
| 2 | | | Rugosidad | Lig.rugosa | | 3 |
| 3 | | | Relleno | Duro < 5mm | mm | 4 |
| 4 | | | Alteración | Sana | | 6 |
| Agua subterránea | | | Humedo | | 10 | |
| Orientación | | | Desfavorable | | -10 | |
| RMR ₈₉ = | | | | | 50 | |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 10: Cálculo de GSI

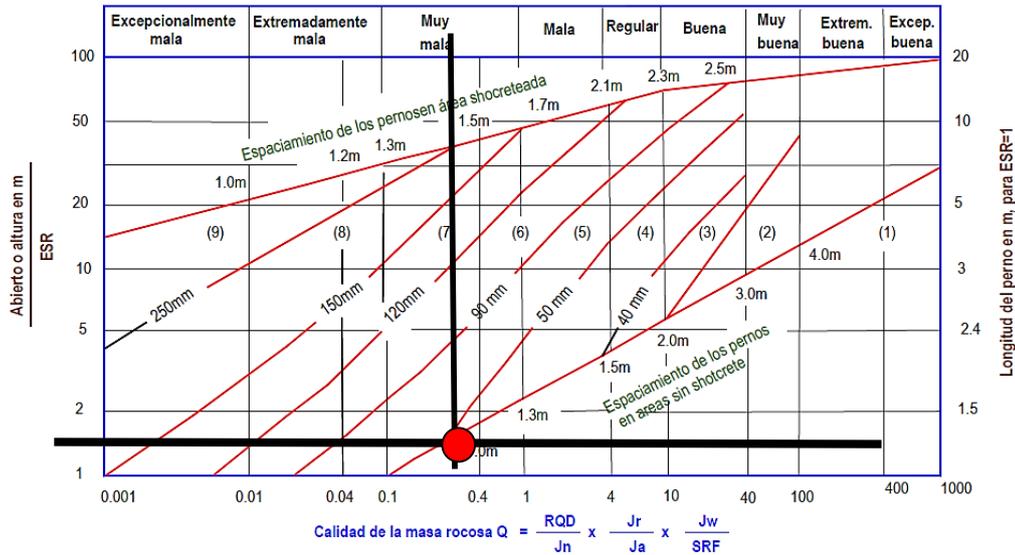
| SISTEMA Q | | | | |
|----------------------------------|-----|---------------------|------------------|-------|
| Parámetros | | Rango | | Valor |
| RQD % | RQD | 60 | % | 60 |
| Número de discontinuidades | Jn | 2F+1A | | 6 |
| Número de rugosidad | Jr | I.P. | Irregular planar | 1.5 |
| Número de alteración | Ja | Lig. alter | | 1 |
| Número de agua subterránea | Jw | Húmedo | | 0.9 |
| Factor de reducción de esfuerzos | SRF | Con altas presiones | | 15 |
| | | Q = | | 0.90 |
| | | Q' = | | 15.00 |
| GSI = RMR' ₈₉ - 5 = | | | | 45 |

Fuente: Elaboración propia

Según el análisis realizado el GSI según la condición de estructura y condición superficial es MF/R, para el sostenimiento según la cartilla tenemos dos tipos de sostenimiento estos son: pernos sistemáticos 1.2 a 1.5m, malla opcional y pernos sistemáticos 1.2x1.2m + malla. El soporte es sostener con pernos Split Set de 7 pies espaciados a 1.2m + malla eslabonada este tipo de sostenimiento se elige por mayor seguridad. También se obtuvo RMR de 50 y Q de 0.9 se muestra en los siguientes gráficos de los resultados obtenidos de los análisis realizados en una

sección de 3.5x3.5m de un subnivel 290S ubicado en el nivel 400 de segundo intermedio de la sección I.

Figura 16: Abaco para la elección del tipo sostenimiento que se va a realizar



Fuente: Elaboración propia

2.14.2. EQUIPO DE PREPARACIÓN (TROIDON 55 XP)

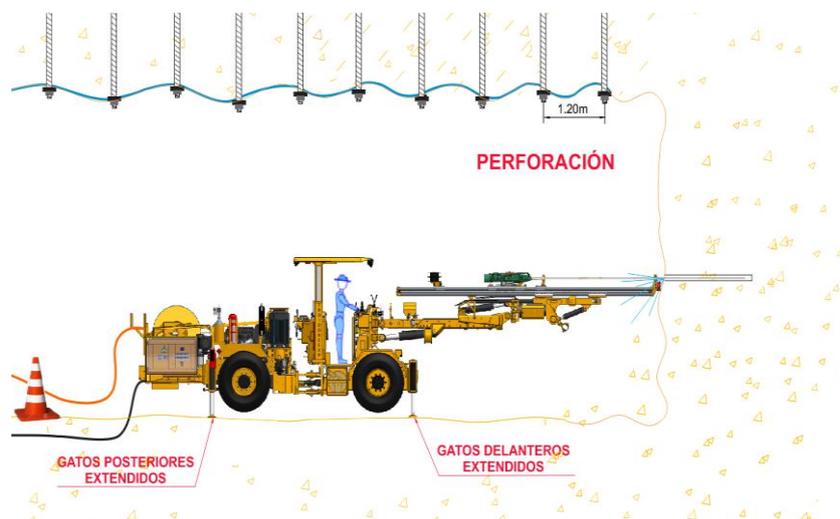
La Máquina ha sido diseñada exclusivamente para trabajos de perforación de minerales en labores, tajos y galerías para minería subterránea. Se trata de una máquina que puede ser operada en posiciones verticales, horizontales e inclinadas, utilización poco apropiados son: elevación y transporte de cargas y personas, soporte de objetos, transporte de rocas, desate de rocas, perforación de taladros largos (12).

Tabla 11: Parámetros de perforación de TROIDON 55 XP

| Descripción | | Perforadora HC - 50D |
|---|---------------------|----------------------|
| Presión de percusión | Baja (emboquillado) | 105 - 130 bar |
| | Alta | 175 - 200 bar |
| Presión de avance | Baja (emboquillado) | 70 bar |
| | Alta | 70 - 120 bar |
| Presión rotación | | 35 - 60 bar |
| RPM de rotación (D= 64mm, D=51mm, b=12mm, f=40Hz) | | 159 - 200 rpm |
| Presión de barrido de agua | | 14 - 24 bar |
| Presión de barrido de aire | | 8 - 10 bar |
| Presión del aire de lubricación de las perforadoras | | 3 bar |

Fuente: Manual de operación de TROIDON 55 XP

Figura 17: Perforación de jumbo TROIDON - 55 XP



Fuente: Manual de operación TROIDON 55 XP

2.14.3. VENTILACIÓN

Actualmente, se evacúa el aire viciado por el RB9 y RB765 (paste fill). En ambos circuitos se tiene instalados ventilador de 100,000 cfm. Este circuito principal evacúa el aire viciado de los siguientes niveles:

- Nv H3: Taller de mantenimiento, Vn 739 -2
- Nv 200: Tj 025, Rp 742.
- Nv 600: Tj 746, Tj 262.
- Nv 800: Tj 743, Tj 870, Rp 760.

Sección de las labores

Tabla 12: Secciones de las labores en la sección I en EMQSA

| | Ancho | Altura | | | Total | |
|------------|-------|--------|-----|---|-------|----------------|
| Galerías | 3.5 | 3.5 | 0.9 | = | 11.03 | m ² |
| Subniveles | 3.5 | 3.5 | 0.9 | = | 11.03 | m ² |
| Niveles | 3 | 3 | 0.9 | = | 8.10 | m ² |
| Rampas | 3 | 3 | 0.9 | = | 8.10 | m ² |
| Chimeneas | 1.5 | 1.5 | 0.9 | = | 2.03 | m ² |
| Promedio | | | | = | 8.06 | m ² |

Fuente: Elaboración propia

Equipos utilizados

Tabla 13: Equipos utilizados en la sección I en EMQSA

| Equipo | Unidad | HP | Total |
|---------------|--------|-----|-------------|
| Scooptram | 7 | 165 | 1155 |
| Jumbo TROIDON | 2 | 100 | 200 |
| Bolter | 2 | 75 | 150 |
| Muki LHP | 1 | 75 | 75 |
| Total | | | 1580 |

Fuente: Elaboración propia

Datos

Tabla 14: Datos para el cálculo de requerimiento de aire para realizar la actividad

| Descripción | Dato | Unidad |
|-------------|------|---------------------|
| N | 40 | Personas |
| F | 6 | m ³ /min |
| T | 400 | tn |
| u | 60% | m ³ /min |
| A | 8.06 | m ² |
| N | 2 | - |
| Vm | 30 | m/min |
| HP | 1580 | HPs |
| Dm | 85% | % |
| Fu | 65% | % |

Fuente: Elaboración propia

Personal

$$Q_{Tr} = F * N ; m^3$$

$$Q_{Tr} = 240 \quad m^3/min$$

Madera

$$Q_{Ma} = T * u ; m^3$$

$$Q_{Ma} = 240 \quad m^3/min$$

Temperatura

$$Q_{Te} = V_m * A * N ; m^3$$

$$Q_{Te} = 483.30 \quad m^3/min$$

Equipo

$$Q_{Eq} = 3 * HP * D_m * F_U ; m^3$$

$$Q_{Eq} = 2618.9 \quad m^3/min$$

Caudal requerida

$$Q_{T1} = Q_{Tr} + Q_{Te} + Q_{Ma}$$

$$Q_{T1} = 3582 \quad m^3/min$$

Fugas

$$Q_{Fu} = 15\% * Q_{t1} ; m^3$$

$$Q_{Fu} = 537 \quad m^3/min$$

Total

$$Q_{To} = Q_{T1} + Q_{Fu} ; m^3$$

$$Q_{To} = 4119 \quad m^3/min$$

Se requiere en total de 4119 m³/min de aire fresco, para equipos, trabajadores, madera y temperatura de la sección I de Empresa Minera los Quenuales. Con el objetivo de mantener condiciones adecuadas para las actividades a realizarse, donde para 40 personas se requiere 240 m³/min de aire fresco, a fin de reducir las

temperaturas en dos niveles se requiere de 483.30 m³/min y para 12 equipos en operaciones en 6 niveles se requiere de aire fresco de 2618.9 m³/min para un rendimiento eficiente.

2.14.4. PERFORACIÓN

En la EMQSA se realiza con mallas de perforación para frentes de avance de secciones de 3m x 3m, 3.5m x 3.5m y 4m x 4m. en tipo de roca suave, intermedia y dura. Para ello, se tomó en cuenta los equipos a utilizar y según la función de cada labor.

Las consideraciones que se debe tomar en cuenta son las siguientes: percusión (permite romper la roca en cada impacto), avance (mantiene la broca siempre en contacto con la roca), rotación (hace girar la broca a una nueva posición diferente para el siguiente impacto), barrido (limpia los recortes de perforación y los detritus de la perforación) (12).

El rendimiento de los accesorios de perforación depende de la calidad de estos y de la correcta operación del equipo por parte de los operadores (realizar un correcto emboquillado, mantener las presiones adecuadas).

2.14.5. VOLADURA

El equipo que se utiliza en la voladura para el carguío es **anfocar** como se ve en la figura 19, con capacidad de 100kg de Anfo. Estos equipos son fabricados en acero inoxidable y son fáciles para manipuleo como para el traslado, presión de aire, recargar el Anfo, el cargador opera con mayor eficiencia con una presión de aire de 70psi a 75psi para un buen confinamiento de Anfo. El suministro de aire debe estar libre de tierra o cualquier elemento que pueda causar bloqueo tanto en la manguera como en las conexiones del equipo.

Componentes

Las partes fundamentales de cargador.

- Palanca tapa de cierre del tanque.
- Tanque o recipiente.
- Estructura de soporte (carrito transportador).

- Válvula de seguridad calibrada.
- Manómetro.
- Protector de manómetro.
- Filtro regulador de presión.
- Válvula de desfogue de aire.
- Válvula de aire superior.
- Conexión para manguera de suministro de aire.
- Válvula de aire inferior.
- Codo de descargue.
- Válvula de alimentación de Anfo.
- Llantas aro N°12.

Figura 19: Anfocar para el cargado de frentes y tajos



Fuente: Elaboración propia

2.14.6. SOSTENIMIENTO

En la Empresa Minera Los Quenuales Unidad Minera Yauliyacu, el tipo de sostenimiento en las labores de preparación de avance se realizan Split set sistemático o con malla según el tipo de roca que presenten. En las preparaciones de los tajos, se instalan Split set de 7 pies más con malla por seguridad para evitar caída de bancos producto del disparo anterior; la mayoría de las labores presentan un RMR entre 45 – 50 (roca semidura). El rendimiento de los accesorios como la broca y barreno depende de la calidad de manipuleo del operador de estos y de la correcta operación del equipo.

Para el sostenimiento con malla más split set de 7 pies, se utiliza a fin de presentar la malla los bastidores como soporte de la malla, se inicia la perforación e inyección del taladro con el split set en la parte de la corona a continuación los hastiales; una vez instalado el split set de aceros Arequipa debe de alcanzar como mínimo 7 toneladas por pie al realizar prueba de arranque. Para comprobar, se realiza prueba de arranque en los hastiales de la labor.

Los elementos que se requieren para el sostenimiento en la preparación de tajo 747S son los siguientes: la malla electrosoldada mas split bolt de 7 pies.

| N° | Descripción | Característica | Capacidad |
|----|----------------------|----------------|-----------------------|
| 1 | Split bolt | 7' longitud | 1Tn/pie |
| 2 | Malla electrosoldada | 2.4m x 25m | 1450kg/m ² |

Las herramientas para el sostenimiento con malla electrosoldada mas Split Bolt de 7' son los adaptadores de Split set y bastidores mecánicos y los materiales son los siguientes:

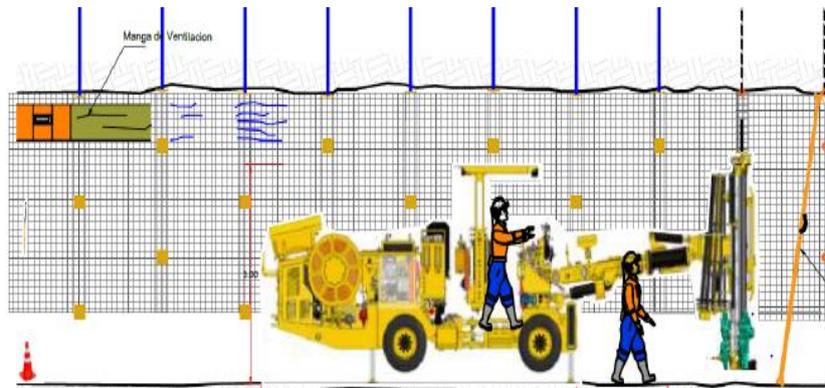
| N° | Descripción | dimensiones | Vida útil |
|----|----------------|-------------|-----------|
| 1 | Broca normal | 37 mm Ø | 240 m |
| 2 | Barra tunelera | 8' longitud | 1000 m |

Los trabajadores responsables para ejecutar esta actividad deben inspeccionar minuciosamente que la labor se encuentre ventilada, regada, desatada, sin

presencia de tiros cortados y el frente limpio de carga. En caso de incumplimiento, se debe de comunicar de forma inmediata al supervisor encargado.

El operador y su ayudante deben realizar el redesatado de rocas sueltas antes de iniciar con la presentación de malla para evitar accidentes y para una correcta distribución de los split set se debe pintar el gradiente a fin de instalar a partir de ese punto la malla y split bolt y eje de dirección de la labor.

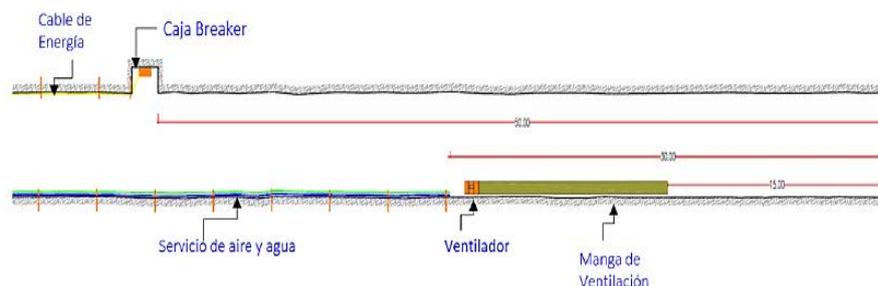
Figura 20: Instalación de split set



Fuente: Área de productividad de EMQSA

La labor debe contar con un tablero eléctrico de 440 Voltios, ubicado en un refugio debidamente señalizado y bloqueado, el cual no debe de estar instalado a una distancia mayor a 50 metros y señalizado. La presión de aire no deberá ser menor de 5.5 bar (80 psi), el cual será suministrado por el compresor del equipo Jumbo empernador. La presión de agua no deberá ser menor de 3kg/cm² y un caudal mínimo de 0.5 lt/seg. La válvula de control debe estar a una distancia no menor de 30m ni mayor de 50m del frente. El suministro es mediante una tubería de dos (2") pulgadas de diámetro y señalizado en sentido del flujo.

Figura 21: Vista en planta de los servicios auxiliares (energía, aire y agua)



Fuente: Área servicios EMQSA

Especificaciones técnicas de split set

Este tipo de sostenimiento trabaja a lo largo del tubo por fricción cuando es introducido en un taladro de menor diámetro. Una vez que la plancha toca a la roca no se debe seguir introduciendo, ya que causa que el perno se doble y ello provoque una pérdida del 30% de la resistencia del split set.

Tabla 15: Especificaciones de split set

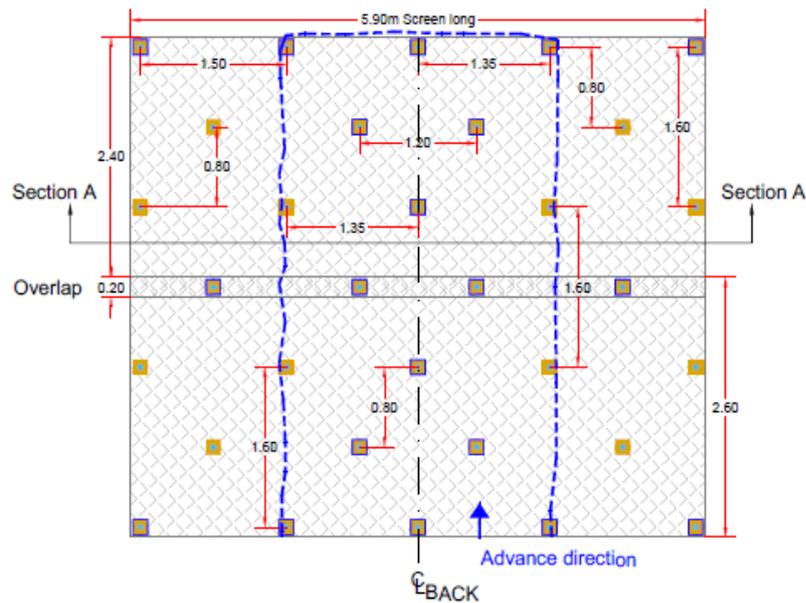
| | | | |
|--------------------|------|------|--------|
| Longitud del tubo | 5 | 7 | Pies |
| Diámetro del tubo | 40 | 40 | mm |
| Peso del tubo | 1.78 | 1.38 | Kg/m |
| Capacidad de carga | 1.25 | 1.35 | tn/pie |

Fuente: Elaboración propia

Antes de iniciar el trabajo, se debe inspeccionar la ventiladora, red de agua, juego de barretillas y la sección de la labor.

Antes de iniciar el trabajo de perforación y sostenimiento, bloquear la labor, la perforación e instalación del primer perno split set, se iniciará en la corona, luego los hastiales. Antes y durante los procesos de sostenimiento el maestro y el ayudante deberán verificar, reparar, y/o remplazar mallas dañadas.

Figura 22: Malla de colocación de split set

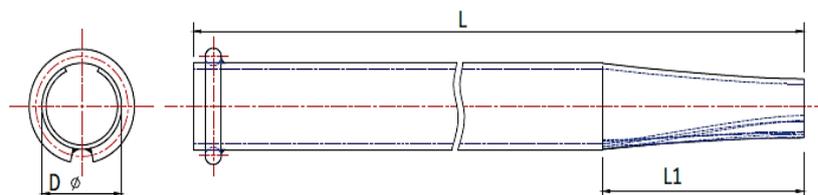


Fuente: Área de productividad de EMQSA

Split set está conformado por un tubo de acero de calidad estructural, con un extremo aguzado para su intersección en la roca y otro extremo dotado de un anillo de acero soldado.

Figura 23: Especificación técnica de split bolt

| LONGITUD DEL SPLITBOLT® (L) | 1.50 m | 1.80 m | 2.10 m |
|------------------------------|--------------------------|--------------------------|--------------------------|
| LONGITUD DEL SPLITBOLT® (L) | 1.50 m +0/-10 mm | 1.80 m +0/-10 mm | 2.10 m +0/-10 mm |
| DIÁMETRO SPLITBOLT® (D) | 39.5 mm +/- 0.6 mm | 39.5 mm +/- 0.6 mm | 39.5 mm +/- 0.6 mm |
| PUNTA CÓNICA SPLITBOLT® (L1) | < 80 - 100 > mm de largo | < 80 - 100 > mm de largo | < 80 - 100 > mm de largo |



Fuente: Informe técnico de split bolt

2.14.7. LIMPIEZA

La limpieza de tajo se realizará con scoop 4.2 yd³ con control remoto (manipuleo del equipo con telemando), desde el acceso de la ventana que se encuentra un refugio para el manipuleo de equipo para no exponerse al espacio vacío relleno con detritos, en frente se hace la limpieza para luego realizar el sostenimiento recomendado por el área de geomecánica.

Figura 24: Scooptram R 1300G cat



Fuente: Manual de R 1300 G Cat

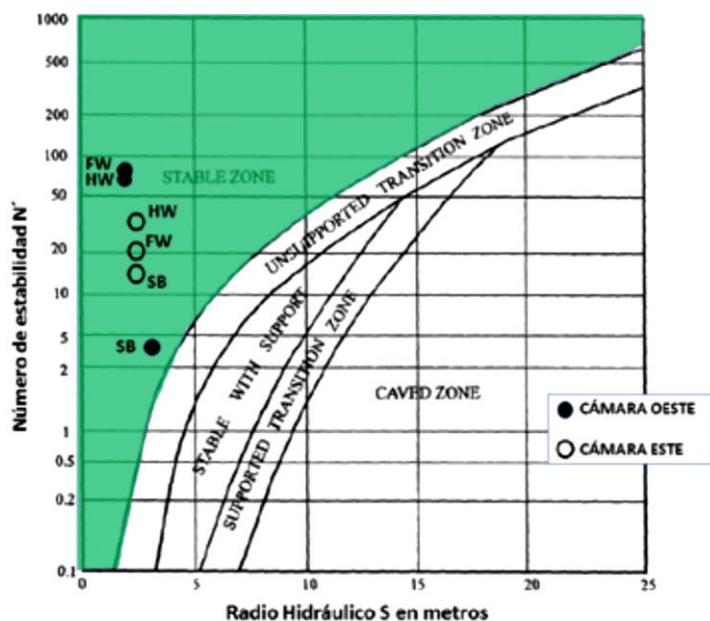
2.15. PRODUCCIÓN

2.15.1. GEOMECÁNICA

Dado que las cámaras son huecos tridimensionales, su análisis debe realizarse preferentemente como una estructura poliédrica; para ello, se emplea el método gráfico de estabilidad, más apropiado que las clasificaciones geomecánicas directas RMR Y Q, las cuales son más empleadas para pre dimensionar obras longitudinales como son los túneles y galerías (14).

El método gráfico de estabilidad es una metodología ampliamente usada en el proceso de pre diseño de caserones o cámaras mineras de grandes dimensiones de unidades de explotación de cuerpos tabulares, normalmente verticalizados (Potvin 1988). El procedimiento de diseño se basa en el cálculo de dos factores, que conllevan a un gráfico como abscisas y ordenadas, el cual está dividido empíricamente en sectores como en la figura (14).

Figura 25: Gráfico de estabilidad que muestra las zonas de terreno estable, hundido y el que requiere sostenimiento



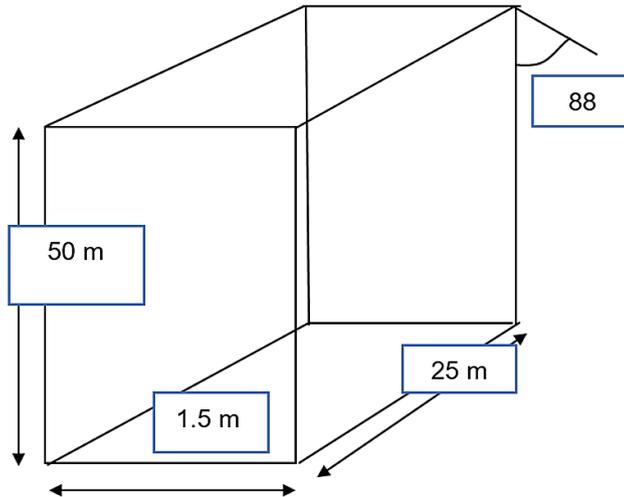
Fuente: Boletín Geológico y Minero de Jordá – Bordehore

Es una labor temporal para ello se determinará la estabilidad del tajo 747S de nivel 400 intermedio de segundo nivel de la sección I, para tomar en cuenta la estabilidad de las cajas del macizo rocoso frente a esfuerzos inducidos. Donde se indicará la calidad del macizo rocoso (Q'), factor de ajuste por orientación de discontinuidades y gravitacional. Estos se calcularán para determinar número de estabilidad (N').

Para el cálculo del número de estabilidad se utilizó la siguiente fórmula.

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

| Descripción | Datos | Unidad |
|---------------------|-------|--------|
| Profundidad | 350 | m |
| Peso específico | 28 | KN/m3 |
| Esfuerzo vertical | 9.8 | Mpa |
| UCS Cajas | 140 | Mpa |
| UCS Mineral | 100 | Mpa |
| E roca | 16 | Gpa |
| k=kmin=kmax | 0.68 | |
| Esfuerzo Horizontal | 6.68 | Mpa |



Calcular radio hidráulico de la excavación

| | Altura | Largo | Área | Perímetro | Radio hidráulico |
|------------|--------|-------|----------------|-----------|------------------|
| Superficie | M | m | m ² | m | m |
| Norte | 15 | 1.5 | 22.5 | 33 | 0.7 |
| Sur | 15 | 1.5 | 22.5 | 33 | 0.7 |
| Yacente | 15 | 25 | 375 | 80 | 4.7 |
| Colgante | 15 | 25 | 375 | 80 | 4.7 |
| Techo | 15 | 25 | 375 | 80 | 4.7 |

Determinar Q´

La fórmula que se utiliza para el cálculo es:

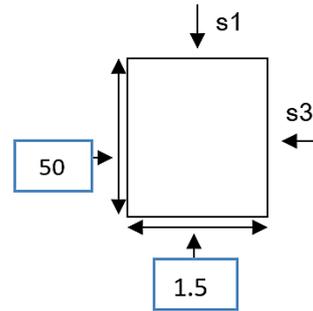
$$Q' = \frac{RQD \cdot J_r}{J_n \cdot J_a}$$

| | |
|----------------|------|
| RQD | 60 |
| J _n | 12 |
| J _r | 1.5 |
| J _a | 1 |
| | |
| Q´ | 7.50 |

A es generalmente igual a 1 para las paredes laterales de los tajeos, dado que esta se halla en un estado de relajamiento debido a la excavación; por ende, el mecanismo de falla observado es el desprendimiento de las paredes laterales mas no el de la falla por esfuerzos (17).

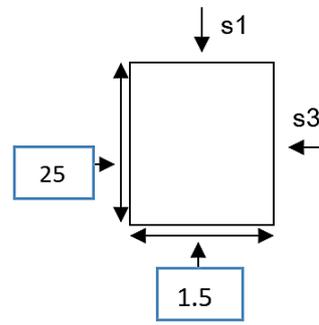
Esfuerzos inducidos en el techo de la excavación

| | | |
|--------|------------|-----|
| H | 50 | m |
| A | 1.5 | m |
| H/A | 33.3 | |
| s1 | 9.8 | Mpa |
| s3 | 6.7 | Mpa |
| s3/s1 | 0.68 | |
| si/sv | 0.9 | |
| si | 8.82 | Mpa |
| UCS/si | 11.34 | |
| A | 0.8 | |



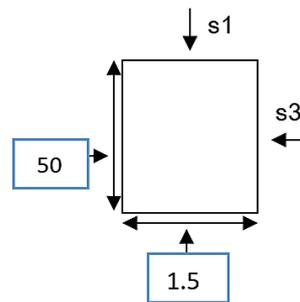
Esfuerzos inducidos en pared norte y sur

| | | |
|--------|------------|-----|
| H | 25 | m |
| A | 1.5 | m |
| H/A | 16.7 | |
| s1 | 6.7 | Mpa |
| s3 | 6.7 | Mpa |
| s3/s1 | 1.0 | |
| si/sv | 2 | |
| si | 13.37 | Mpa |
| UCS/si | 7.5 | |
| A | 0.6 | |



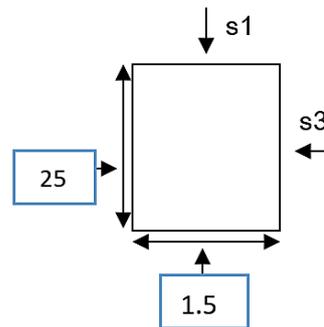
A lo largo de vertical

| | | |
|--------|------|-----|
| H | 50 | m |
| A | 1.5 | m |
| H/A | 33.3 | |
| s1 | 9.8 | Mpa |
| s3 | 6.7 | Mpa |
| s3/s1 | 0.68 | |
| si/sv | 0.7 | |
| si | 6.86 | Mpa |
| UCS/si | 20.4 | |
| A | 1 | |



A lo largo del plano horizontal

| | | |
|--------|------|-----|
| H | 25 | m |
| A | 1.5 | m |
| H/A | 16.7 | |
| s1 | 9.8 | Mpa |
| s3 | 9.8 | Mpa |
| s3/s1 | 1.00 | |
| si/sv | 0.3 | |
| si | 2.9 | Mpa |
| UCS/si | 47.6 | |
| A | 1 | |



Calculando factor B y C

B es una medida de la orientación relativa de la junta dominante con respecto a la superficie de la excavación. Las juntas que forman un ángulo oblicuo poco profundo ($10-30^\circ$) con la cara libre son más probables que lleguen a ser inestables (por ejemplo, un resbalamiento o separación). Las juntas que son perpendiculares a la cara son asumidas que tienen la menor influencia sobre la estabilidad (15).

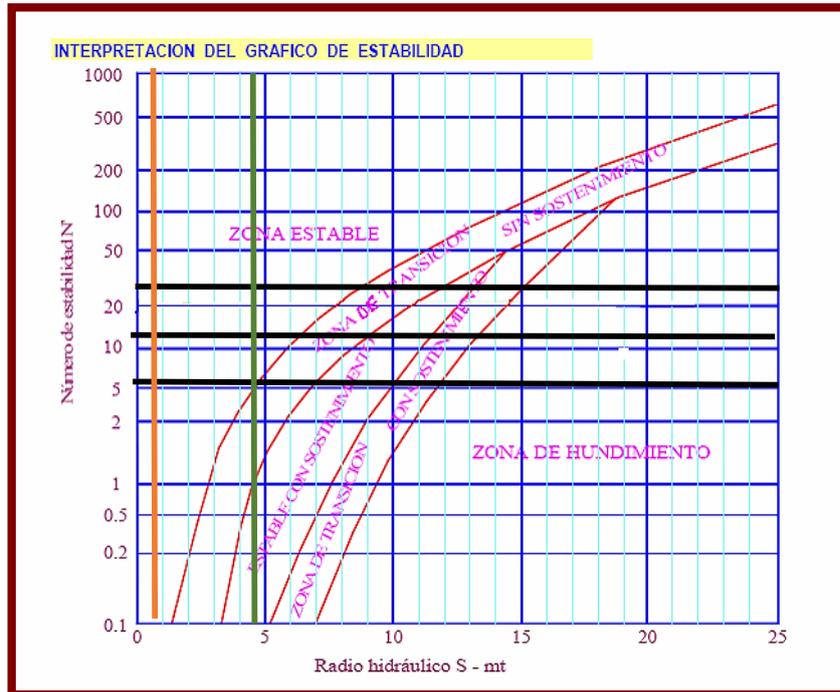
C Potvin (1988) sugirió que tanto las fallas inducidas por gravedad como las fallas por lajamiento depende de la inclinación de la superficie del tajeo (15).

| | B | Buzamiento de pared | C |
|-------------------|------|---------------------|-----|
| | | M | |
| Superficie | | | |
| Norte | 1 | 90 | 8 |
| Sur | 1 | 90 | 8 |
| Yacente | 0.25 | 88 | 7.8 |
| Colgante | 0.25 | 88 | 7.8 |
| Techo | 0.9 | 0 | 1 |

Calculando número de estabilidad (N)

| Superficie | RH | Manteo pared |
|-----------------|-----|--------------|
| | M | N' |
| Norte | 0.7 | 36 |
| Sur | 0.7 | 36 |
| Yacente | 4.7 | 15 |
| Colgante | 4.7 | 15 |
| Techo | 4.7 | 5.4 |

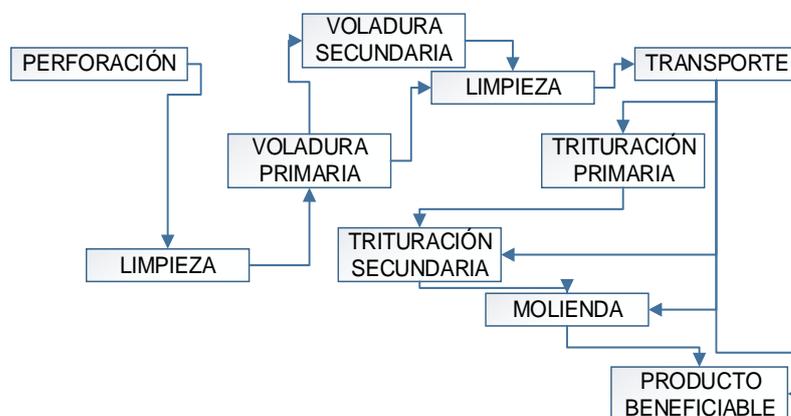
Figura 26: Interpretación de estabilidad de tajo 747S



Fuente: Elaboración propia

Realizada la estabilidad por el método empírico de tajo 747S de nivel 400 de segundo intermedio, se obtuvo como resultado para Norte y Sur su radio hidráulico es de 0.7m y su número de estabilidad de 36, para Yacente y Colgante su radio hidráulico es de 4.7m y su número de estabilidad de 15 se encuentra en zona estable. Techo su radio hidráulico es de 4.7m y su número de estabilidad de 5.4 se encuentra en límite entre zona de estable y zona de transición.

Figura 27: Diagrama de ciclo de producción



Fuente: Elaboración propia

2.15.2. EQUIPO DE PERFORACIÓN (MUKI LHP)

La perforación es una de las más importantes de las operaciones unitarias; para el tipo de minado se realizará a través de taladros largos, se detallará el equipo de perforación a utilizarse en el trabajo a realizarse y sus parámetros de perforación.

Tabla 16: Parámetros de perforación de jumbo MUKI LHP

| Descripción | | Perforadora HC - 50D |
|---|---------------------|----------------------|
| Presión de percusión | Baja (emboquillado) | 90 bar |
| | Alta | 115 - 120 bar |
| Presión de avance | Baja (emboquillado) | 45 bar |
| | Alta | 50 - 120 bar |
| Presión rotación | | 35 - 50 bar |
| RPM de rotación (D= 64mm, D=51mm, b=12mm, f=40Hz) | | 143 - 180 rpm |
| Presión de barrido de agua | | 8 - 10 bar |
| Presión de barrido de aire | | 7 - 8 bar |
| Presión del aire de lubricación de las perforadoras | | 3 bar |

Fuente: Manual de operación de jumbo MUKI LHP

Los rangos de las RPM son calculados para el caso de roca suave. Este cuadro de parámetros de perforación es referencial, pueden variar de acuerdo con el tipo de terreno donde se realiza la perforación.

El jumbo MUKI LHP es una máquina de perforación electrohidráulica, básicamente taladros largos. Realiza perforaciones en sentido positivo y negativo, con la aplicación de la viga para barra de 4'. La máquina cuenta con una certificación de la cabina FOPS/ROPS. Está equipada con un panel de control MRA1 que puede monitorear la perforación desde una distancia de 6m. Las principales especificaciones son las siguientes:

a. Especificaciones principales

| | |
|------------------------|---------------|
| Perforadora | HC 50D |
| Viga 8000 | RE LH20 04 |
| Brazo | Pendular |
| Control de perforación | Ctop 5 - HC50 |

| | |
|-------------------------------|---------------------|
| Carrier | C22.1 |
| Compresor de aire | LE3-10 UV |
| Bomba de agua | CR5-9 |
| Techo de protección | FOPS/ROPS |
| Unidad de potencia | 75 HP (75KW) |
| Lubricación de shank | SKF |
| Cable eléctrico | 3x2 AWG 2 KV 60 mts |
| Longitud | 6091 mm |
| Ancho | 1050 mm |
| Altura máxima | 2150 mm |
| Peso | 6940 kg |
| N° de serie de la máquina | JMC - 489 |
| Nivel de ruido | <99 Dd |
| Capacidad de subida en rampa | 14° |
| Velocidad nominal de la rampa | 10 Km/h |

b. Perforadora

| | |
|--|--------------------------|
| Modelo | HC – 50D |
| Marca | MONTABERT |
| Potencia máxima de la perforadora | 12Kw |
| Precarga del acumulador de alta | 35 bar |
| Precarga del acumulador de baja | 4 bar |
| Presión máxima de percusión | 110 – 130 bar |
| Presión máxima de rotación | 140 bar |
| Frecuencia máxima de percusión | 3350 blow/mm |
| Aceite de lubricación de shank | 0.8 cm ³ /min |
| Longitud sin el shank | 833 mm |
| Presión de aire de lubricación del shank | 3 bar |
| Shank | MALE T – 38 (T38M) |

c. Brazo

| | |
|--------------------------------|--------------------------|
| Modelo | Pendular |
| Ángulo de giro pendular | <-45° - 0°> ; <0° - 45°> |
| Ángulo de elevación / descenso | +65°/-20° |
| Ángulo de rotación de la viga | 360° |
| Peso | 512 kg |

d. Sistema de control

| | |
|--|---|
| Modelo | Cetop 5 – HC50 |
| Power pack | Electrohidráulico |
| Motor eléctrico | Aluminio de 75 HP |
| Frecuencia | 60 Hz |
| Voltaje | 440 V |
| Cable eléctrico | 3x2 AWG 2 Kv (60 mts) |
| Clinómetro digital | IFM |
| Bombas hidráulicas | |
| 1xpistones axiales desplazamiento variable (percusión, avance y posicionamiento) | Desplazamiento variable máximo 71 cm ³ |
| 1xEngranaje triple (rotación, bomba de agua y compresora) | Desplazamiento fijo 41 Ccr/16 Ccr/10 Ccr |

e. Sistema de agua y aire

| | |
|-------------------|-------------|
| Compresora | |
| Modelo | LE3 – 10UV |
| Tipo | De pistones |

| | |
|---|---------------------------|
| Presión máxima de trabajo | 10 bar |
| Caudal | 5.1 l/s |
| Nivel sonoro | 68 Db |
| Peso bruto | 35 kg |
| Bomba de agua con motor hidráulico | |
| Tipo | CR5 – 9 |
| Caudal | 6.9 m ³ /h |
| Tipo de motor | Pistones de eje inclinado |
| Velocidad máxima de operación | 3500 rpm |
| Desplazamiento | 5 cm ³ /rev |
| Enfriador tubular | FG 120 – 1427 |
| Presión de trabajo máximo del aceite | 20 bar |
| Temperatura de trabajo máximo del aceite | 120 °C |
| Presión de trabajo máximo del agua | 20 bar |
| Delta de temperatura | 8 °C |

f. Carrier

| | |
|------------------------|---|
| Modelo | C22.1 |
| Motor diésel | Deutz BF4L2011 |
| Potencia | 55kw (74HP) |
| Sistema de transmisión | Hidrostática |
| 1 x bomba | Desplazamiento variable pistones axiales, 45 cm ³ |
| 4 x motores | Pistones radiales, 1043 cm ³ |
| Oscilante posterior | 14° +/- 7.5° |
| Llantas | 7.50 – 15 PR (aro 15" Ø) |

| Sistema hidráulica del carrier | |
|---------------------------------------|-------------------------|
| Articulación de la dirección | +/- 35° |
| Bomba de posicionamiento | Engranaje simple |
| Sistema eléctrico del carrier | |
| Tensión | 24 VDC |
| Potencia del arrancador | 4.0 Kw |
| Faros led | 50 W, 24 VDC |
| Batería | 2 x 1290 Ah |
| Luces de marcha | 8 x halógenos 66W HD |
| Cabina del operador | FOPS/ROPS |
| Tanque de combustible | 65 litros |
| Tanque hidráulico | 95 litros |
| Sistema de extensión | Ansul 5kg (2 boquillas) |
| Extintor anual | 1 x 2 kg (tipo ABC) |

g. Viga

| | |
|------------------------|---|
| Modelo | RE LH20 04 |
| Tipo de avance | Con cadena 100 HE |
| Aplicación | Barra de 4 pies |
| Peso | 687 kg |
| Extensión de viga | 600 mm |
| Mordaza hidráulica | Bull 122 |
| 2 x stinger de anclaje | Para estabilizar durante la perforación |

Peso de la maquina es: 6940 kg

Figura 28: MUKI LHP en el área de trabajo



Fuente: Elaboración propia

La utilización de MUKI LHP, ha sido diseñada exclusivamente para trabajos de minería de perforación de minerales en labores, tajos y galerías para minerías subterráneas. Se trata de una máquina que puede ser operada en posiciones verticales, horizontales e inclinadas.

2.15.3. PERFORACIÓN

Para estimar el valor del radio hidráulico “S”, se parte de los datos de la etapa de exploración que son la altura del bloque y potencia del tajo; viene a ser el factor de forma para la superficie del tajo.

$$S = \left(\frac{W * H}{2 * (W + H)} \right)$$

Donde:

W: longitud del tajo en el rumbo de la estructura.

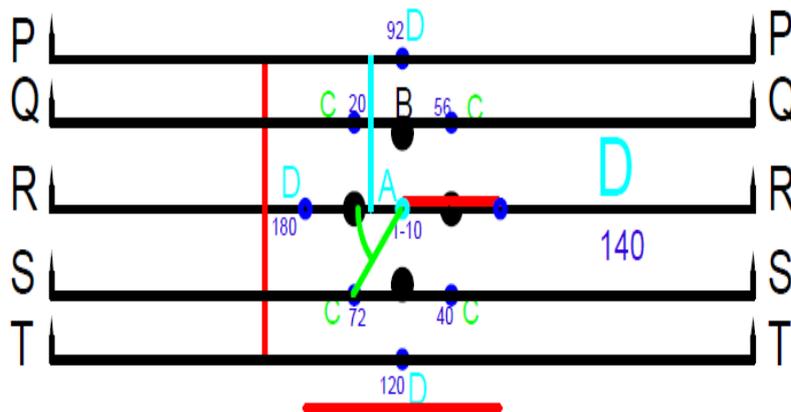
H: Altura del tajo (espaciamiento entre los niveles).

Inicialmente, se realiza el slot de 14.96m de altura, lo que queda luego de los cortes se realiza la perforación de las secciones (fila) con jumbo MUKI LHP en forma positivo, burden 0.5m, espaciamiento de 0.8m diámetro de taladro de 64mm.

2.15.3.1. Perforación de slot

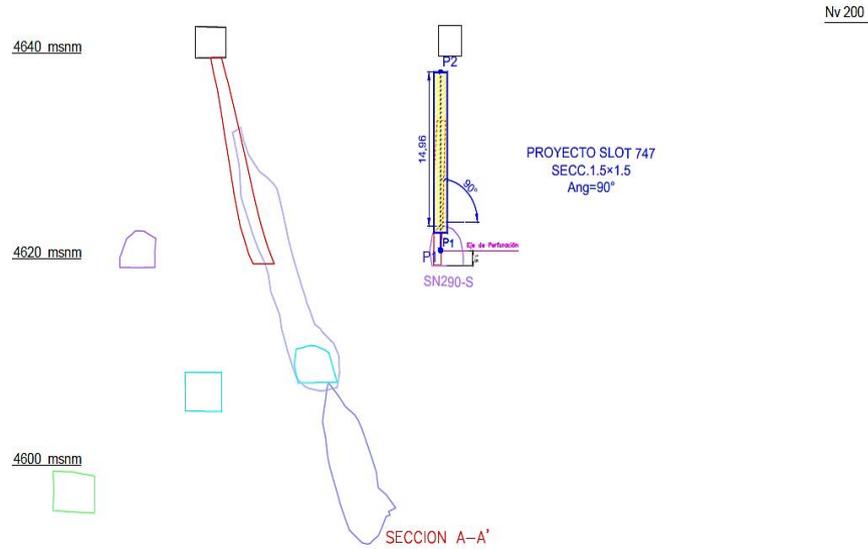
La perforación de slot de tajo 747S Nivel 400 segundo intermedio de sección I, el Slot es una perforación positiva que se realiza para generar cara libre, se realiza con MUKI LHP de perforación tipo hidráulico, el taladro compuesto de 13 barras, cada barra de 4 pies con rosca T38, los diámetros de broca utilizados son: para taladro piloto se utiliza una broca de 64 milímetros, para taladros de producción se utiliza una broca de 64 milímetros como para taladro de alivio y para el rimado de taladro de alivio se utiliza una broca de 5 pulgadas. La sección de slot es de 1.5m x 1.5m con una inclinación de 90°, longitud de taladro de perforación es de 14.96m.

Figura 29: Malla de perforación de slot 747S



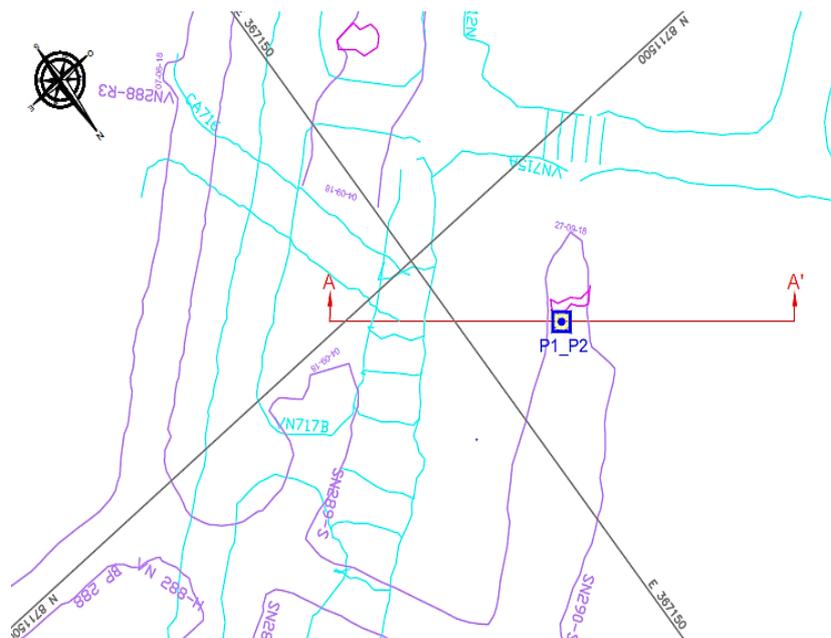
Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

Figura 30: Representación de perfil de proyecto de slot 747S



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

Figura 31: Representación en planta de slot 747S



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

2.15.3.2. Perforación de producción

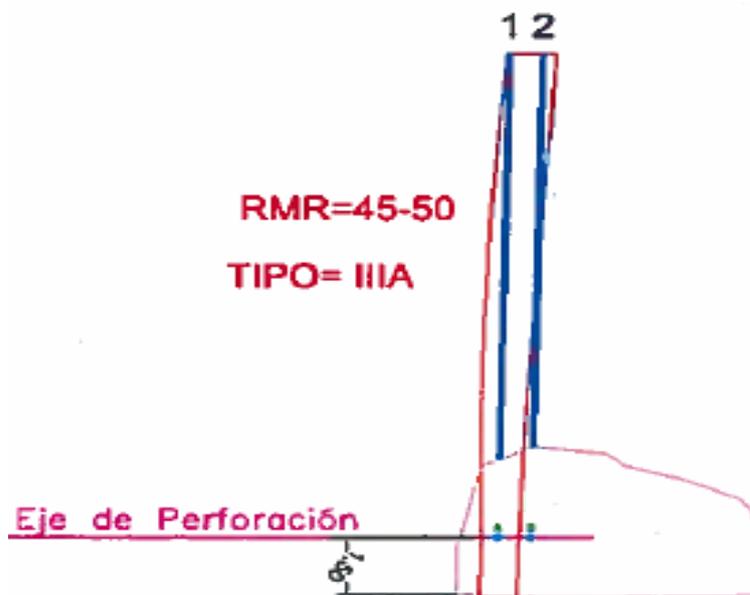
La perforación de taladro largo se realiza en una roca que presenta un RMR que está entre 45 – 50 es de tipo IIIA, según las características de la geomecánica, la perforación se realiza por secciones, positivas y de forma negativa en forma retirada, las secciones son entregadas por el

área de planeamiento que son diseñados según la información brindada del are de geología y geomecánica.

Para perforación de secciones se hace uso de equipo jumbo, modelo MUKI LHP.

Con el control de perforación y voladura, se disminuirá la dilución y una buena fragmentación de la roca producto del disparo permitirá una limpieza rápida, y ello se verá evidenciado en la reducción de costos en perforación y voladura. El control de la dilución externa se realizará por cada sección, por tajo.

Figura 32: Representación de taladro de perforación de una sección



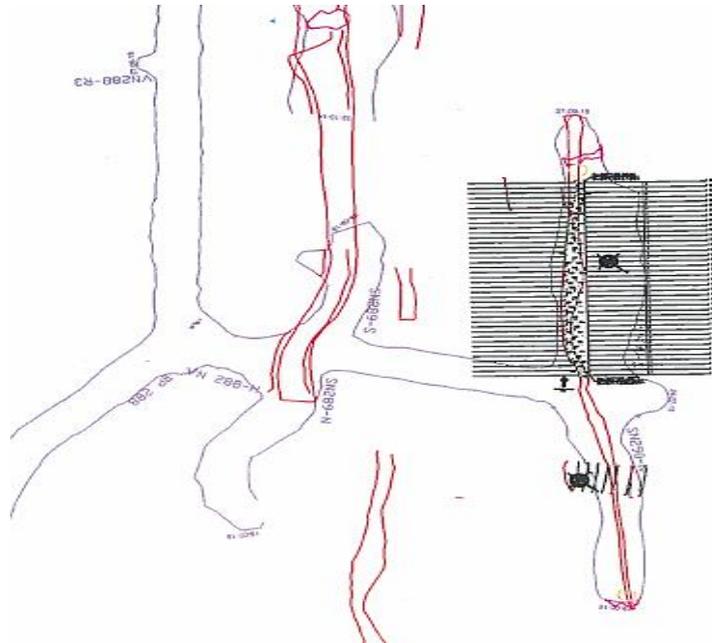
Fuente: Malla de perforación de taladros largos EMQSA

Las secciones tienen un burden de 60 centímetros, las perforaciones en secciones son 2 a 1 como se muestra en el gráfico. Las secciones impares son de producción; solo estos taladros se cargan con el explosivo y las secciones pares sirven como taladros de alivio, esto sirve para evitar la sobrerotura y el cascajo de las cajas producto de las vibraciones producidas por la voladura realizada.

En el cuadro se muestra la longitud de la perforación de cada taladro en barras, son de 4 pies cada uno. El equipo cuenta en total con 12 juegos de barras para la perforación. Cada taladro tiene su ángulo de

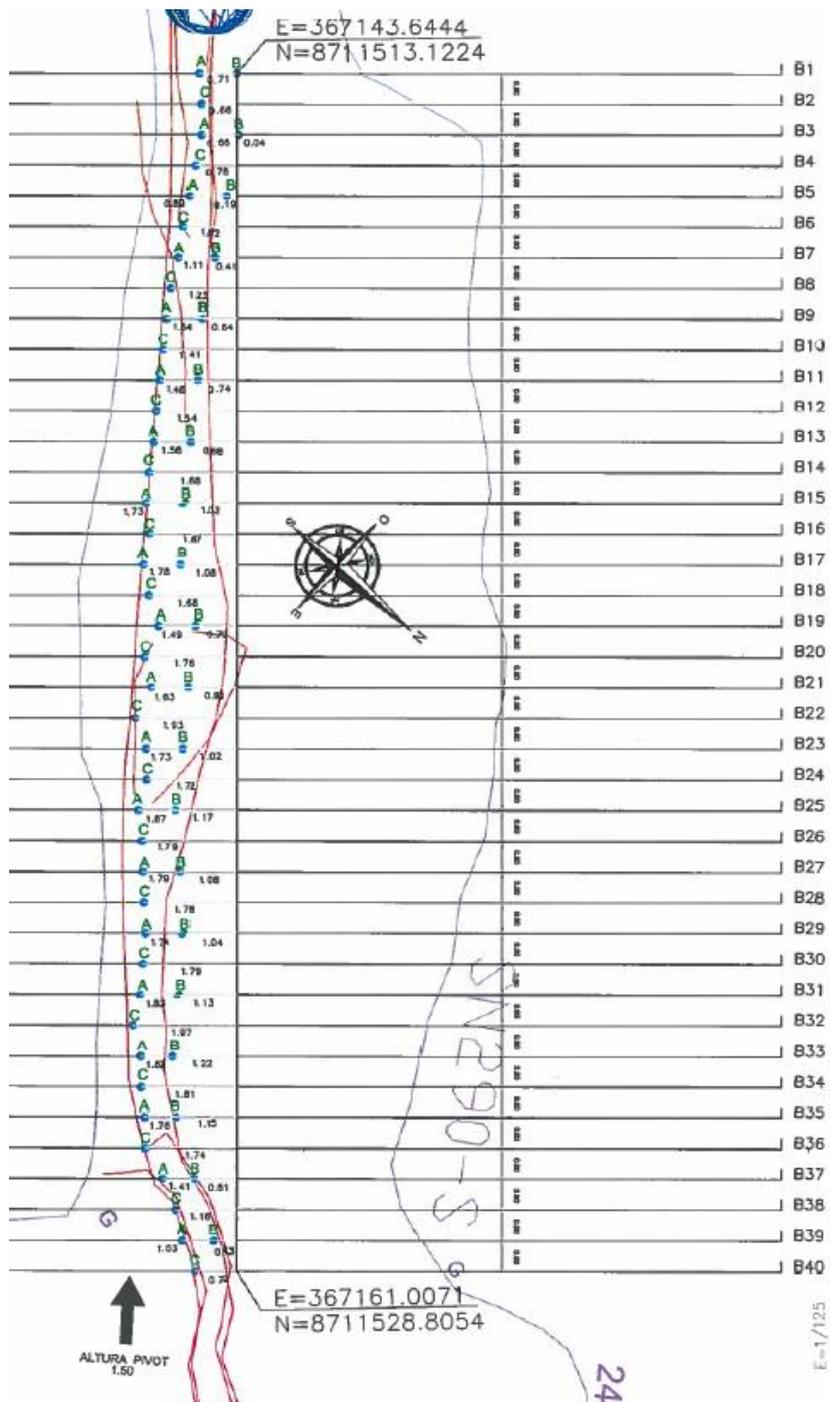
perforación con respecto al eje vertical y esta medición se realiza antes de iniciar la perforación con el eclímetro.

Figura 33: Diseño de malla de perforación en vista planta nivel 400 tajo 747S



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

Figura 34: Diseño de malla de perforación de tajo 747S



Fuente: Área de planeamiento de EMQSA

Tabla 17: N° de secciones, barra y el ángulo de perforación de tajo 747S

| Sección | N° taladro | Ángulo | Longitud | N° barras |
|---------|------------|--------|----------|-----------|
| B1 | 1 | 89.0° | 10.5 | 9.0 b |
| | 2 | 89.5° | 10.1 | 8.5 b |
| B2 | 1 | 89.5° | 10.6 | 9.0 b |
| B3 | 1 | 90.0° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 90.0° | 10.1 | 8.5 b |
| B4 | 1 | 89.5° | 10.4 | 8.5 b |
| B5 | 1 | 89.0° | 10.4 | 8.5 b |
| | 2 | 89.0° | 10.1 | 8.5 b |
| B6 | 1 | 88.5° | 10.4 | 8.5 b |
| B7 | 1 | 87.5° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 87.5° | 10.1 | 8.5 b |
| B8 | 1 | 87.5° | 10.2 | 8.5 b |
| B9 | 1 | 86.0° | 10 | 8.5 b |
| | 2 | 86.0° | 10 | 8.5 b |
| B10 | 1 | 86.5° | 10 | 8.5 b |
| B11 | 1 | 85.0° | 10 | 8.5 b |
| | 2 | 85.0° | 9.94 | 8.5 b |
| B12 | 1 | 85.5° | 9.99 | 8.5 b |
| B13 | 1 | 84.5° | 9.94 | 8.5 b |
| | 2 | 84.5° | 9.94 | 8.0 b |
| B14 | 1 | 85.0° | 9.91 | 8.5 b |
| B15 | 1 | 84.0° | 10.1 | 8.5 b |
| | 2 | 84.0° | 9.66 | 8.0 b |
| B16 | 1 | 85.5° | 10.2 | 8.5 b |
| B17 | 1 | 84.0° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 84.0° | 9.8 | 8.0 b |
| B18 | 1 | 85.5° | 10.2 | 8.5 b |
| B19 | 1 | 85.0° | 10.1 | 8.5 b |
| | 2 | 85.0° | 9.62 | 8.0 b |
| B20 | 1 | 85.0° | 10.2 | 8.5 b |
| B21 | 1 | 84.5° | 10.2 | 8.5 b |
| | 2 | 84.5° | 9.69 | 8.0 b |
| B22 | 1 | 84.0° | 10.4 | 8.5 b |
| B23 | 1 | 84.0° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 84.0° | 10 | 8.5 b |
| B24 | 1 | 85.0° | 10.3 | 8.5 b |
| B25 | 1 | 83.0° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 83.0° | 10.1 | 8.5 b |
| B26 | 1 | 84.5° | 10.2 | 8.5 b |
| B27 | 1 | 83.5° | 10.2 | 8.5 b |

| | | | | |
|-----|---|-------|------|-------|
| | 2 | 83.5° | 10.1 | 8.5 b |
| B28 | 1 | 84.5° | 10.2 | 8.5 b |
| B29 | 1 | 84.0° | 10.2 | 8.5 b |
| | 2 | 84.0° | 10.1 | 8.5 b |
| B30 | 1 | 84.0° | 10.2 | 8.5 b |
| B31 | 1 | 83.5° | 10.3 | 8.5 b |
| | 2 | 83.5° | 10.1 | 8.5 b |
| B32 | 1 | 83.0° | 10.4 | 8.5 b |
| B33 | 1 | 83.0° | 10.4 | 8.5 b |
| | 2 | 83.0° | 10.1 | 8.5 b |
| B34 | 1 | 83.5° | 10.5 | 9.0 b |
| B35 | 1 | 82.5° | 10.7 | 9.0 b |
| | 2 | 82.5° | 10.4 | 8.5 b |
| B36 | 1 | 83.0° | 10.9 | 9.0 b |
| B37 | 1 | 84.0° | 10.8 | 9.0 b |
| | 2 | 84.0° | 10.8 | 9.0 b |
| B38 | 1 | 85.5° | 10.8 | 9.0 b |
| B39 | 1 | 85.5° | 10.8 | 9.0 b |
| | 2 | 85.5° | 10.8 | 9.0 b |
| B40 | 1 | 86.5° | 10.6 | 9.0 b |

Fuente: Elaboración propia

2.15.4. VOLADURA

La voladura se realiza de manera retirada secuenciada en tandas de 6 secciones (filas) de taladros, se cargará con faneles de milisegundo y SEMEXA –E65 de 1 ½ pulgada como cebo y EXAMON P, 2 SEMEXA – E65 de 1 ½" x 8" por taladro de producción.

Para un buen control de la voladura, se necesita cuantificar y controlar algunas variables, permitiendo esto obtener una buena fragmentación como resultado y los factores que intervienen en dicha actividad.

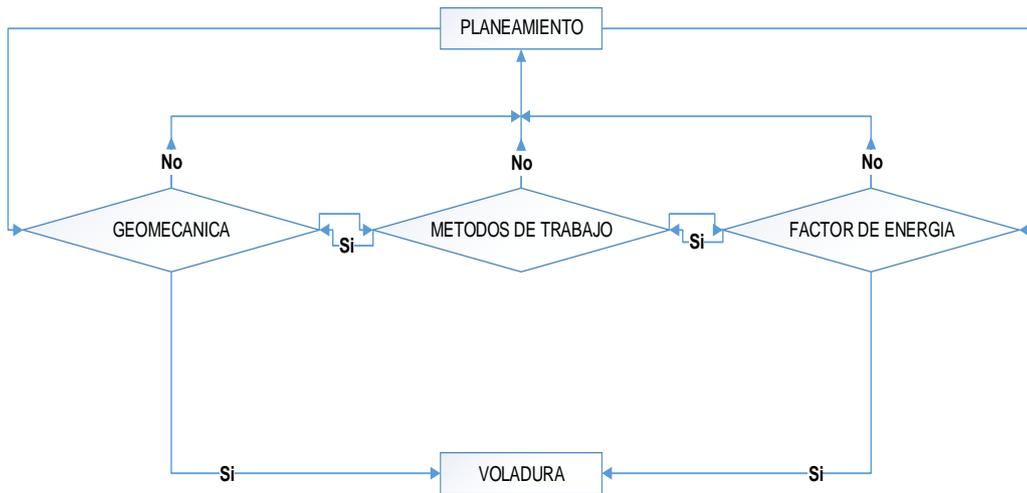
a. Variables no controlables

- Características geomecánicas del macizo rocoso.
- Geología local, regional y estructural.
- Hidrología, condiciones estructurales.

b. Variables controlables

- Burden, espaciamiento, diámetro, longitud de taladros.
- Densidad del explosivo, velocidad de detonación, volumen de mezcla explosiva.
- Experiencia del personal, fragmentación requerida.

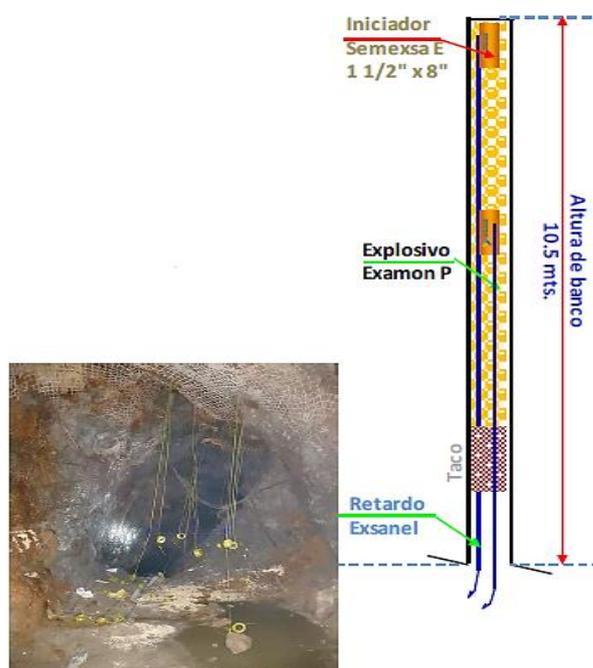
Figura 35: Interrelación de factores que intervienen en ejecución de voladura



Fuente: Excavación y sostenimiento de túneles en roca de Nerio Robles

- **Geomecánica:** Tipos y características de las rocas.
- **Factor de Energía:** Características del explosivo e iniciadores.
- **Método de Trabajo:** Diagrama de perforación, equipos y herramientas.

Figura 36: Distribución de retardos en el carguío de taladros de producción tajo 747S



Fuente: Área de productividad de EMQSA

Se dispararán 6 secciones positivas 8 taladros con longitudes que son 10.5m, 175 kg de explosivo (7 sacos de Examon P y 12 cartuchos de Semexsa E 65 de 1 1/2"x8") mediante la siguiente distribución de retardo como se muestra en la figura N° 36.

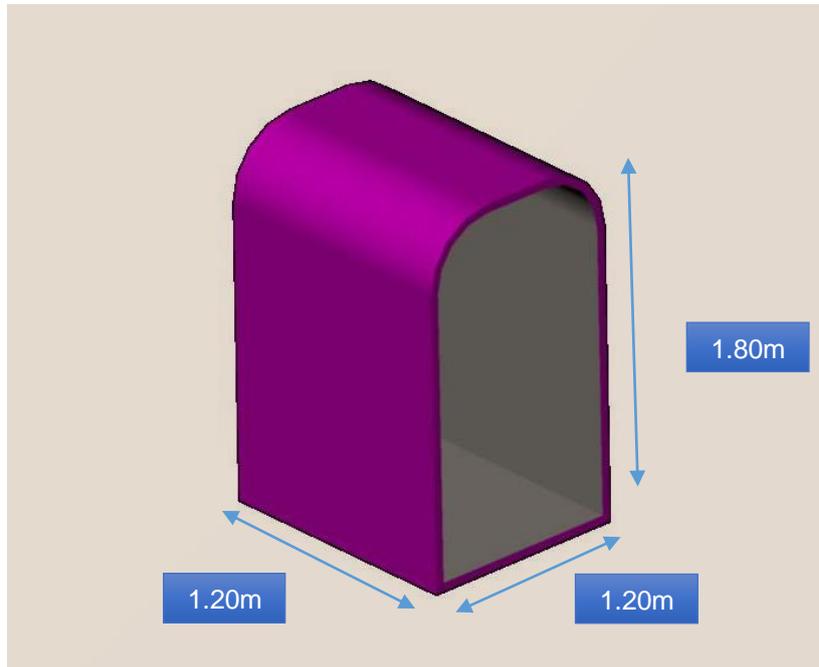
2.16. LIMPIEZA

La limpieza del tajo 747S se realizará con scoop de 4.2yd³ con telemando que está ubicado a 5 metros del inicio del tajo

El operador deberá verificar los tiros cortados antes de iniciar la limpieza, en caso que se encontrase deberá de comunicar a la supervisión para desactivar antes de realizar la actividad. La evacuación de mineral del tajo hacia los echaderos se realizará con Scoop de 4.2 yd³ donde el operador se baja del equipo y se ubicará en el refugio de donde se controlará el equipo a través del telemando; de esa forma, el operador no se expondrá al espacio vacío producto de la explotación por taladros largos.

El refugio se realizará en la ventana de extracción, ubicado en roca competente al lado izquierdo. Las alcayatas de sostenimiento de telemando serán de 3/4" de fierro corrugado a una profundidad de 0.60m con las siguientes dimensiones.

Figura 37: Ventana para el manipuleo de scooptram con telemando para la limpieza del tajo 747S



Fuente: Elaboración propia

2.17. DEFINICIÓN DE TÉRMINOS BÁSICOS

Acarreo: Traslado de materiales hacia un destino señalado (13).

Anfo: es una mezcla explosiva, adecuadamente balanceada con 93.5% a 94.5% de nitrato de amonio en esferas y 6.5% a 5.5% de combustible líquido, pudiendo este ser: petróleo residual o la combinación de petróleo residual más aceite quemado (16).

Costos: Los beneficios sacrificados para adquirir bienes y servicios; el valor de sacrificio hecho para adquirir bienes o servicios (17).

Costos operativos o de producción mínima: Los costos de operación se definen como aquellos generados en forma continua durante el funcionamiento de una operación minera y están directamente ligados a la producción, pudiéndose categorizar en costos directos e indirectos (17).

Costos directos: Conocidos como costos variables, son los costos primarios en una operación minera en los procesos productivos de perforación, voladura, carguío, acarreo y actividades auxiliares mina, definiéndose esto en los costos de personal de producción, materiales e insumos y equipos (17).

Costos indirectos: Conocidos como costos fijos, 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 (17).

Deformación: Modificación que sufre una roca o material por acción de uno o más esfuerzos.

Dilución: Pérdida de ley que sufre el mineral, cuando es mezclado con desmonte.

Echadero: Es una labor minera vertical o semi vertical que sirve como medio de transporte del mineral o desmonte de un nivel a otro (13).

Estallido de rocas: Fenómeno relacionado a altos esfuerzos en roca competente y frágil. Rotura o falla descontrolada de la roca asociada con una liberación violenta de energía almacenada en la misma. La falla de la roca varía en magnitud, desde la expulsión de bloques rocosos de la superficie de la excavación, hasta el colapso súbito de extensas áreas de minado.

Explosivo: Son compuestos químicos susceptibles de descomposición muy rápida que generan instantáneamente gran volumen de gases a altas temperaturas y presión, ocasionando efectos destructivos (16).

Gases: Fluidos sin forma emitidos por los equipos diésel, explosivos y fuentes naturales, que ocupan cualquier espacio que esté disponible para ellos (16).

Lugar de trabajo: Todo sitio donde los trabajadores permanecen y desarrollan su trabajo o donde tienen que acudir para desarrollarlo (13).

Mecha rápida: Es un accesorio que contiene dos alambres: uno de fierro y el otro de cobre; uno de los cuales está envuelto en toda su longitud por una masa pirotécnica especial, y ambos a la vez están cubiertos por un plástico impermeable (13).

Mina: Es un yacimiento mineral que se encuentra en proceso de explotación (16).

Mineral: Es todo compuesto químico inorgánico, que tiene propiedades particulares en cuyo origen no han intervenido los seres orgánicos, y se encuentran en el interior o en la superficie de la tierra, tales como metales, etc. (16).

Peligro: Situación o característica intrínseca de algo capaz de ocasionar daños a las personas, equipos, procesos y ambiente (13).

Pilar: Es el sostenimiento que se deja en la misma roca madre con o sin mineral, soporta esfuerzos estático verticales originales, dividido por la razón entre el área del pilar y el área original (17).

Riesgo: Probabilidad de que un peligro se materialice en determinadas condiciones y genere daños a las personas, equipos y ambientes (13).

Roca circundante: Masa rocosa que rodea una excavación.

Roca intacta: Porción de roca que no tiene fracturas, es la roca que se encuentra entre las fracturas.

Roca encajonante: Es la roca que contiene un depósito mineral, llamada también cajas o roca de huésped.

Subnivel: Nivel u horizonte de trabajo situado entre los niveles de trabajo principales (17).

Tajo: Son labores temporales destinadas a la extracción de mineral (16).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. MÉTODO Y ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

3.1.1. MÉTODO DE LA INVESTIGACIÓN

El método general de la investigación es el científico y como método específico es inductivo-deductivo.

3.1.2. ALCANCES DE LA INVESTIGACIÓN

La investigación es descriptiva, ya que describe la recuperación de pilar de tajo antiguo por método por subniveles con taladros largos, busca explicar los fenómenos suscitados durante el trabajo realizado.

3.2. DISEÑO DE LA INVESTIGACIÓN

3.2.1. TIPO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de investigación es experimental.

3.2.2. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de investigación es aplicado; el propósito consiste en la utilización de los conocimientos en la práctica, explicar los resultados obtenidos de la recuperación de pilar.

3.3. POBLACIÓN Y MUESTRA

3.3.1. POBLACIÓN

La población es la sección I y cuenta en total con 5 tajos de la Empresa Minera los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu, ubicada en el distrito de Chicla, provincia de Huarochirí, departamento de Lima.

Muestreo: Con la finalidad de estudio de recuperación de pilar de tajo antiguo, la muestra según el trabajo realizado es PROBABILÍSTICA – POR ÁREAS, debido a la elección del tajo según su ubicación y presencia de minerales con altos contenidos de leyes.

3.3.2. MUESTRA

Representado por el tajo 747S en el intermedio de nivel 400 de la sección I de Empresa Minera los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.

$$n = \frac{z^2 * p * q * N}{E^2 * (N - 1) + Z^2 * p * q}$$

| | | |
|---|---|--------------------------------|
| n | = | Muestra (?) |
| Z | = | Nivel de confiabilidad (1.96) |
| p | = | Probabilidad de éxito (0.95) |
| q | = | Probabilidad de fracaso (0.05) |
| E | = | Nivel de error (0.05) |
| N | = | Población (05) |

$$n = \frac{1.96^2 * 0.95 * 0.05 * 5}{0.05^2 * (5 - 1) + 1.96^2 * 0.95 * 0.05} \quad n = 4.7$$

n = 4 Tajos

3.4. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

3.4.1. TÉCNICAS UTILIZADAS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS.

En la presente investigación se realizará la recolección de datos mediante la técnica de observación in situ y procesamiento de datos pasados y actuales obtenidos de cada proceso unitario.

3.4.2. INSTRUMENTOS UTILIZADOS EN LA RECOLECCIÓN DE DATOS

- Cámaras fotográficas.
- Planos.
- Flexómetro.
- Pintura.
- Cordel.
- Informes.
- Publicaciones.
- Tesis.
- Libros.
- Internet.
- Herramientas de gestión de EMQSA.
- Cuaderno de apuntes.
- Software.
- Laptop.
- USB.

3.5. TÉCNICAS DE TRATAMIENTOS DE DATOS

Realizada la recolección de datos de producción, topográfico, geomecánica, costos unitarios de operaciones unitarias, ley de mineral, se realizará el trabajo utilizando software como Excel, Word, Power point, vicio y Auto Cad., el equipo a utilizar es laptop para el procesamiento de los datos y USB como medio de almacenamiento de la información.

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PREPARACIÓN DE SUBNIVEL 290S DE TAJO 747S

Tabla 18: Parámetros de perforación de subnivel 290S

| Parámetros de perforación | |
|---------------------------|---------------|
| Sección | 3.50m x 3.50m |
| Ancho | 3.50m |
| Alto | 3.50m |
| RMR | 50 |
| Equipo | jumbo 55 XP |
| Diámetro p. (mm) | 45 |
| Long. perf (m) | 3.10 |

Fuente: Área de productividad de EMQSA

Tabla 19: Resultado de subnivel 290S intermedio de la sección I

| Subnivel 290S intermedio 400 de la sección I | | |
|--|--------|-------------------|
| Volumen roto | 46.18 | m ³ |
| Factor de carga | 2.49 | kg/m ³ |
| Taladros de vacíos | 4 | unidad |
| Volumen roto | 129.31 | tn |
| Numero de taladros | 34 | unidad |
| Longitud de barra | 12 | pies |
| Avance | 2.90 | metro lineal |
| Factor de esponjamiento | 30 | % |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 20: Costo de mano de obra en la preparación de subnivel 290S

| Descripción | Incid. | Uni. | Cantidad | PU | P. parc. \$ | Subtot. \$ | Total \$/ml |
|----------------------|--------|------|----------|------|-------------|------------|-------------|
| Mano de obra | | | | | | | |
| Jumbero | 0.500 | hora | 6.00 | 6.01 | \$/hr | 36.03 | 12.43 |
| Ayudante jumbero | 0.500 | hora | 6.00 | 4.02 | \$/hr | 24.12 | 8.32 |
| Capataz | 0.025 | hora | 0.30 | 7.48 | \$/hr | 2.24 | 0.77 |
| Operador scoop | 0.330 | hora | 3.96 | 5.27 | \$/hr | 20.87 | 7.20 |
| Cargador | 0.420 | hora | 5.04 | 4.31 | \$/hr | 21.74 | 7.50 |
| Ayudante de cargador | 0.420 | hora | 5.04 | 3.87 | \$/hr | 19.52 | 6.73 |
| Jefe de guardia | 0.250 | hora | 3.00 | 9.56 | \$/hr | 28.68 | 9.89 |
| | 2.445 | | 29.34 | | | | 52.83 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 21: Costo de implementos, materiales y herramientas en preparación de subnivel 290S

| Implementos | | | | | | | |
|-----------------------------------|------|-------|------|-------|------|------|------|
| Implementos personal perforación | hora | 12.00 | 0.22 | \$/hr | 2.58 | 0.89 | |
| Supervisores y otros trabajadores | hora | 17.34 | 0.19 | \$/hr | 3.32 | 1.15 | 2.04 |

| Materiales y herramientas | | | | | | | |
|----------------------------------|------|-------|-------|---------|-------|------|------|
| Herramientas | gdia | 1.000 | 23.11 | \$/gdia | 23.11 | 7.97 | |
| Manga de ventilación de 28" | | | | | | 0.02 | 7.99 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 22: Costo de perforación en preparación de subnivel 290S

| Perforación | | | | | | | |
|--------------------------------------|------|-------|----------|---------|--------|-------|-------|
| Jumbo TROIDON 55 XP | hora | 2.90 | 63.00 | \$/hr | 182.70 | 63.00 | |
| Barras de perforación | unid | 0.103 | 180.00 | \$/unid | 18.56 | 6.40 | |
| Brocas de 45 mm | unid | 0.275 | 95.00 | \$/unid | 26.12 | 9.01 | |
| Shank adapter | unid | 0.103 | 135.00 | \$/unid | 13.92 | 4.80 | |
| Coplas | unid | 0.103 | 75.60 | \$/unid | 7.80 | 2.69 | |
| Rimadora de 102 mm | unid | 0.026 | 225.00 | \$/unid | 5.80 | 2.00 | |
| Rimadora | unid | 0.026 | 286.00 | \$/unid | 7.37 | 2.54 | |
| Aguzadora de brocas | unid | 0.004 | 1,820.00 | \$/unid | 7.51 | 2.59 | |
| Manguera de 1" ø 50 mts | m | 50.00 | 2.20 | \$/m | 0.55 | 0.19 | |
| Manguera de 1/2" ø 50 mts | m | 50.00 | 3.28 | \$/m | 0.82 | 0.28 | |
| Manguera de alta presión 1" ø 50 mts | m | 50.00 | 8.00 | \$/m | 1.00 | 0.34 | |
| Acoples de tuberías y mangueras | | | | | | 0.07 | 93.91 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 23: Costo de equipos en preparación de subnivel 290S

| Equipos | | | | | | | |
|------------------------------|------|------|------|-------|------|------|---------------|
| Camioneta de supervisión | hora | 1.00 | 7.52 | \$/hr | 7.52 | 2.59 | |
| Lampara | hora | 12.0 | 0.15 | \$/hr | 1.83 | 0.63 | |
| Ventiladora 30.000 c.f.m | hora | 6.00 | 0.71 | \$/hr | 4.23 | 1.46 | 4.68 |
| Total costos directos | | | | | | | 161.44 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 24: Costo de explosivos en preparación de subnivel 290S

| Explosivos | | | | | | | |
|-----------------------|-------|-------|------|----------|-------|-------|-------|
| Semexa - E65 1 1/2x8" | unid | 34.00 | 1.85 | \$/unid | 62.90 | 21.69 | |
| Examon P | kilos | 86.82 | 0.61 | \$/kilos | 52.96 | 18.26 | |
| Fanel | unid | 34.00 | 2.50 | \$/unid | 85.00 | 29.31 | |
| Carmex 7 pies | unid | 2.00 | 0.60 | \$/unid | 1.20 | 0.41 | |
| Mecha rápida | metro | 0.50 | 0.25 | \$/metro | 0.13 | 0.04 | |
| Pentacord 3P | metro | 20.00 | 0.19 | \$/metro | 3.80 | 1.31 | 71.03 |

Fuente: Elaboración propia

| | |
|---|-------------|
| Total costo de limpieza con scoop 4.2 yd³ (US\$/tn) | 2.61 |
|---|-------------|

Tabla 25: Costo total en la preparación de subnivel 290S

| | |
|---|---------------|
| Total costo metro lineal (us\$/ml) | 232.47 |
| Total costo (us\$/tn) | 7.82 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 26: Tiempo de perforación de un frente con TROIDON 55 XP

| | 27/02/19 | 12/03/19 | 14/03/19 | 18/03/19 | 24/03/19 |
|---------------------------------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|-----------------|
| Tiempo total de remado | 0:17:49 | 0:16:33 | 0:10:02 | 0:19:09 | 0:18:02 |
| Tiempo total de perforación | 1:04:32 | 1:02:27 | 1:02:58 | 1:06:16 | 1:17:09 |
| Tiempo total de maniobra | 0:33:22 | 0:49:21 | 0:54:20 | 0:30:54 | 0:23:29 |
| Tiempo promedio de perforación | 0:01:32 | 0:01:44 | 0:01:48 | 0:01:37 | 0:01:53 |
| Tiempo promedio de maniobra | 0:00:53 | 0:01:18 | 0:01:26 | 0:00:46 | 0:00:35 |
| Longitud total de perforación | 134.82 | 115.56 | 112.35 | 131.61 | 131.61 |
| Número de taladros | 40 | 42 | 40 | 42 | 42 |
| Tiempo total de perforación de frente | 1:55:43 | 2:08:21 | 2:07:20 | 1:56:19 | 1:58:40 |
| Tiempo por metro perforado | 29 | 32 | 34 | 44 | 35 |
| Longitud de perforación real | 3.1 | 3.1 | 3.1 | 3.1 | 3.1 |
| Barreno de perforación | 12' | 12' | 12' | 12' | 12' |

| | | | | | |
|---------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|------------------|
| Diámetro de taladro | 45mm | 45mm | 45mm | 45mm | 45mm |
| Tipo | Jumbo frontonero | | | | |
| Modelo | TROIDON 55 XP |

Fuente: Elaboración propia

Para perforar un frente de avance de 3.50x3.50m en roca intermedia, se realiza con una longitud de barra de 12 pies con Jumbo frontonero (TROIDON 55 XP), para ejecutar la perforación se requiere en total de 2 horas con 10 minutos y 38 segundos, estos resultados obtenidos son cuando no presentan fallas mecánicas o algún inconveniente (falta de servicios, punto de gradiente y dirección). Se tomó el tiempo desde el momento que empieza a perforar el frente hasta culminar con el rimado de los taladros de alivio.

Tabla 27: Distribución de exsaneles en un frente de avance

| | | Secuencia de retardos | | | | | | | | | | | | | | | |
|---------------------------|--|-----------------------|----|----|----|----|----|----|----|----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|-----|
| Secuencia de salida | | 1 | 10 | 16 | 20 | 36 | 40 | 56 | 72 | 92 | 120 | 140 | 180 | 220 | 240 | 288 | 340 |
| Arranque | | 1 | 1 | 1 | 1 | | | | | | | | | | | | |
| 1ra Ayuda | | | | | | 2 | 2 | | | | | | | | | | |
| 2da Ayuda | | | | | | | | 2 | 2 | | | | | | | | |
| 3ra Ayuda | | | | | | | | | | 2 | 2 | | | | | | |
| Ayuda de corona | | | | | | | | | | | | | 2 | | | | |
| Ayuda de arrastre | | | | | | | | | | | 2 | | | | | | |
| Hastiales | | | | | | | | | | | | | | 4 | | | |
| Corona | | | | | | | | | | | | | | | 5 | | |
| Arrastre | | | | | | | | | | | | | | | | 3 | 2 |
| Total de exsaneles | | 34 | | | | | | | | | | | | | | | |

Fuente: Elaboración propia

Durante el proceso de carguío de frente de preparación en roca intermedia de sección de 3.5x3.5m compuesta por 42 taladros, donde se cargan 34 taladros, se distribuye como se muestra en el cuadro desde el arranque hasta el arrastre.

El tiempo de retardos de exsaneles es adecuado para la empleación, para desplazar la roca volada del frente, esto hace que no haya sobre rotura de la labor.

Tabla 28: Factor de carga de un frente de avance

| Rendimientos por disparo | | |
|--------------------------|-------------------|-------|
| Volumen | m ³ | 46.18 |
| Avance por disparo | m | 2.9 |
| Eficiencia por disparo | % | 90 |
| Explosivo utilizado | kg | 95.66 |
| Densidad de roca | tn/m ³ | 2.8 |
| Factor de carga | kg/m | 32.99 |
| Factor de potencia | kg/tn | 0.74 |

Fuente: Elaboración propia

Para una longitud de taladro de 3.1m realizado con jumbo TROIDON 55 XP en roca intermedia, se requiere 95.66 kilogramos de Anfo y se obtiene un avance de 2.9m por disparo.

Para una sección de 3.5mx3.5m, el factor de carga es de 32.99 kilogramos por metro lineal de donde se extrae 46.18m³ de material volado.

Tabla 29: Resultados obtenidos durante la preparación de subnivel 290S

| Resultados | Unidad | 1 | 2 | 3 | 4 | 5 | 6 | 7 |
|---------------------|----------------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|--------|
| Avance | m | 2.9 | 2.8 | 2.8 | 2.9 | 3 | 2.9 | 2.8 |
| Volumen roto | m ³ | 46.18 | 45.3 | 45.9 | 46.2 | 45.8 | 45.85 | 46.1 |
| Tonelaje roto | tn | 127.00 | 124.58 | 126.23 | 127.05 | 125.95 | 126.09 | 126.78 |
| Explosivo utilizado | kg | 95.66 | 86.82 | 86.82 | 86.82 | 86.82 | 86.82 | 86.82 |
| Factor de potencia | kg/tn | 0.75 | 0.70 | 0.69 | 0.68 | 0.69 | 0.69 | 0.68 |
| Factor de avance | kg/ml | 32.986 | 31.007 | 31.007 | 29.938 | 28.940 | 29.938 | 31.007 |

Fuente: Elaboración propia

Toda la preparación de subnivel se realizó con factor de potencia promedio de 0.70 kilogramos por tonelada y un factor de carga promedio de 30.69 kilogramos por metro lineal.

Tabla 30: Capacidad de scooptram para la limpieza del subnivel 290S y tajo 747S

| | Capacidad (yd ³) | Capacidad (m ³) | Densidad insitu | Fact. esp. | Densidad específica | Fact. llenado | tn/cuch. |
|-----------|------------------------------|-----------------------------|-----------------|------------|---------------------|---------------|----------|
| Scooptram | 4.2 | 3.116 | 2.7 | 0.3 | 2.1 | 0.8 | 5.3 |

Fuente: Elaboración propia

Se realizó el cálculo de la capacidad de traslado de Scooptram por viaje de tajo 747S hacia el echadero de mineral que se encuentra a 150m en el segundo intermedio de 400 de la sección I. Donde en cada viaje traslada 5.2 toneladas por cuchara.

4.2. TIEMPO DEL MUKI LHP EN LA PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS

Tabla 31: Tiempo empleado para perforar con jumbo MUKI LHP

| | | |
|--|---------------|-------------------|
| Tiempos muertos por barra | min | 0.50 |
| Descripción | Unidad | Tajeos SLV |
| Longitud de perforación | m | 90.00 |
| Longitud de barra | m | 1.20 |
| Número de barras | und | 75.00 |
| Velocidad promedio de perforación | m/min | 0.49 |
| | | |
| Tiempo de posicionamiento inicial del equipo | min | 15.00 |
| | | |
| Tiempo de perforación por barra | min | 2.99 |
| Tiempo de barrido por barra | min | 0.39 |
| Tiempo de cambio por barra | min | 0.42 |
| Tiempo de retiro de barra | min | 0.41 |
| Tiempo de cambio de taladro | min | 4.00 |
| | | |
| Tiempo de perforación | min | 224.55 |
| Tiempo de barrido | min | 29.25 |
| Tiempo de cambio | min | 31.50 |
| Tiempo de retiro | min | 30.75 |
| Tiempo de cambio de taladro a taladro | min | 4.00 |
| | | |
| Total tiempo promedio cambio de brocas y escareadora | min | 0.00 |
| | | |
| Total tiempo de perforación | min | 335.05 |
| Tiempo de traslado entre frentes | min | 45.00 |
| Total tiempo para perforar con jumbo | hm | 6.33 |

Fuente: Elaboración propia

Para perforar 90m de longitud, se requiere en total de 6 horas con 20 minutos cuando hay un traslado de un tajo hacia otro tajo; si el equipo se encuentra en el mismo tajo se requiere 5 horas con 35 minutos para poder perforar la misma cantidad de metraje.

4.3. COSTO DE ACEROS, EQUIPOS DE SEGURIDAD, HERRAMIENTAS Y MANGA

4.3.1. COSTO DE ACEROS DE PERFORACIÓN

Tabla 32: Costo de los accesorios de perforación de jumbo MUKI LHP

| Descripción | Unidad | Precio U\$ |
|---|--------|------------|
| Broca de botón retráctil T38 X 64 mm | und | 200.00 |
| Shank adapter macho HC-50 T38 | und | 300.00 |
| Barra de perforación MF 4"-T38 | und | 300.00 |
| Broca de 89mm T-38 | und | 250.00 |
| Broca de rimado 12" T38 X 127mm | und | 280.00 |
| Coplas R38 | und | 71.52 |
| Copas de afilado | und | 137.98 |
| Aguzadora de brocas | und | 2,000.00 |
| Manguera de 1/2" ø 50 mts (V Útil 200m) | m | 6.43 |
| Manguera de alta presión 1" ø 50 mts (vida útil 400m) | m | 8.85 |

Fuente: Área de costos de EMQSA

4.3.2. COSTO DE EQUIPOS DE SEGURIDAD

Tabla 33: Costo de equipos de seguridad por hombre según la actividad a realizar

| Descripción | Precio U\$ | Vida útil guardia | Costo guardia | Costo hora |
|---|------------|-------------------|---------------|------------|
| Botas de Jebe | 15.45 | 100 | 0.15 | 0.02 |
| Guantes de cuero | 2.89 | 25 | 0.12 | 0.01 |
| Correa portalámpara | 3.88 | 300 | 0.01 | 0.00 |
| Saco de Jebe | 14.32 | 60 | 0.24 | 0.03 |
| Pantalón de Jebe | 13.30 | 60 | 0.22 | 0.03 |
| Protector de cabeza | 13.09 | 600 | 0.02 | 0.00 |
| Tapones auditivos | 2.47 | 30 | 0.08 | 0.01 |
| Orejeras - protector auricular | 26.05 | 360 | 0.07 | 0.01 |
| Respirador de 2 vías | 17.33 | 180 | 0.10 | 0.01 |
| Cartucho para respirador p100 | 0.00 | 20 | 0.00 | 0.00 |
| Cartucho p vapores orgánicos, gases ácidos (6003) | 10.19 | 20 | 0.51 | 0.06 |
| Filtros respirador | 5.10 | 7 | 0.73 | 0.09 |
| Mamelucos | 29.26 | 120 | 0.24 | 0.03 |
| Overol termico talla m | 0.00 | 120 | 0.00 | 0.00 |
| Botines cuero c/punta de acero no.40 | 0.00 | 240 | 0.00 | 0.00 |
| Arneses de seguridad | 38.59 | 180 | 0.21 | 0.03 |
| Línea de vida | 49.27 | 180 | 0.27 | 0.03 |
| Barbiquejo | 0.38 | 75 | 0.01 | 0.00 |

| | | | | |
|---------------------------------------|---------------|-----|-------------|------|
| Lentes de seguridad | 6.43 | 120 | 0.05 | 0.01 |
| Tafílete para protector | 3.14 | 150 | 0.02 | 0.00 |
| Portalámpara para protector | 2.15 | 360 | 0.01 | 0.00 |
| Mascara full face 9800 para shotcrete | 145.00 | 120 | 1.21 | 0.15 |
| Ropa de verano | | 0 | | |
| Costo promedio por hombre | 398.29 | | 4.28 | |

Fuente: Elaboración propia

Los valores de costo por guardia de equipos de seguridad se obtienen dividiendo el precio de cada elemento de seguridad entre su vida útil, donde se obtiene un costo promedio por hombre de \$4.28 por guardia. En perforista, ayudantes y operarios su costo promedio es de \$2.58 por guardia, en donde no se considera arnés de seguridad, línea de vida y máscara full fase 9800 para shotcrete, en los supervisores y otros trabajadores su costo promedio es de \$2.30 por guardia.

4.3.3. COSTO DE HERRAMIENTAS DE LABORES PARA JUMBO

Tabla 34: Costo de herramientas de labores para jumbo MUKI LHP

| ITEM | Descripción | Precio U\$ | Vida útil guardia | Und x labor | Costo guardia |
|------|---|------------|-------------------|-------------|---------------|
| 01 | Lampa minera | 6.16 | 60 | 1 | 0.10 |
| 02 | Pico de acero | 8.99 | 90 | 1 | 0.10 |
| 03 | Martillo 6 lbs | 19.44 | 90 | 1 | 0.22 |
| 04 | Combo de 12 lbs | 19.26 | 90 | 1 | 0.21 |
| 05 | Llave stillson 18" | 42.98 | 90 | 1 | 0.48 |
| 06 | Cargador de anfo | 88.67 | 75 | 1 | 0.00 |
| 07 | Manguera antiestática 6 mts | 57.80 | 50 | 1 | 0.00 |
| 08 | Manguera de 1" diámetro 50 mts | 442.62 | 150 | 1 | 2.95 |
| 09 | Manguera de 1/2" diámetro 100 mts | 643.00 | 150 | 1 | 4.29 |
| 10 | Caja y conectores Jumbo | 450.00 | 150 | 1 | 3.00 |
| 11 | Reducciones y válvulas (Jgo) | 75.00 | 150 | 1 | 0.50 |
| 12 | Manguera de 1" diámetro 50 mts alta presión | 442.62 | 150 | 1 | 2.95 |
| 13 | Juego de llaves dados especiales | 300.00 | 300 | 1 | 0.50 |
| 14 | Cucharillas | 5.00 | 50 | 1 | 0.10 |
| 15 | Barretillas | 33.76 | 150 | 8 | 1.80 |
| 16 | Porta barretillas | 15.00 | 150 | 1 | 0.10 |

| | | | | | |
|---|-----------------------------|--------|-----|----|--------------|
| 17 | Punzon | 8.50 | 60 | 1 | 0.00 |
| 18 | Soplete | 35.00 | 150 | 1 | 0.00 |
| 19 | Gas para soplete | 30.00 | 60 | 1 | 0.00 |
| 20 | Escalera de aluminio | 130.30 | 30 | 1 | 4.34 |
| 21 | Pintura para perforación | 14.12 | 20 | 1 | 0.71 |
| 22 | Atacadores - taqueadores | 1.03 | 20 | 1 | 0.00 |
| 23 | Abrazadera de 1/2" | 1.38 | 20 | 0 | 0.00 |
| 24 | Abrazaderas de 1" | 1.80 | 150 | 10 | 0.12 |
| 25 | Abrazadera de 2 1/4" | 9.56 | 150 | 10 | 0.64 |
| Costo herramientas / labor-guardia | | | | | 23.11 |

Fuente: Elaboración propia

Los valores de costo por guardia de herramientas de labor para jumbo se obtienen dividiendo el precio de cada herramienta entre su vida útil, donde se obtiene un costo de herramienta promedio por labor es de \$23.11 por guardia.

4.3.4. MANGAS DE VENTILACIÓN

Tabla 35: Costo de manga para labor de recuperación de pilar de tajo 747S

| Descripción | Precio U\$ | Vida útil guardia | Und x labor | Costo guardia |
|------------------------------------|------------|----------------------|----------------|------------------|
| Manga de ventilación 18" (\$/m) | 1.60 | 200 | 1 | 0.01 |
| Manga de ventilación 28" (\$/m) | 3.50 | 200 | 1 | 0.018 |
| Manga de ventilación 32" (\$/m) | 7.90 | 200 | 1 | 0.04 |
| Manga de ventilación 36" (\$/m) | 9.00 | 200 | 1 | 0.05 |

Fuente: Área de costos de EMQSA

Los valores de costo por guardia de mangas de ventilación que se utilizan según el requerimiento de cada labor se obtienen dividiendo el precio de cada manga entre su vida útil, donde se obtiene un costo de manga de \$0.018 por guardia que se requiere para la ventilación de tajo 747S.

4.4. COSTO DEL MÉTODO

4.4.1. COSTO DEL MÉTODO DE SUBNIVEL CON TALADROS LARGOS DE TAJO 747S INTERMEDIO 400 DE LA SECCIÓN I

Tabla 36: Parámetros de tajo 747S intermedio 400 de la sección I

| | | |
|-----------------------------|--------|-------------------|
| Longitud | 24 | m |
| Ancho | 1.5 | m |
| Altura de perforación | 10.5 | m |
| Eficiencia perforación | 90 | % |
| Eficiencia disparo | 90 | % |
| P.e. | 2.8 | tn/m ³ |
| Tonelaje/corte | 1,418 | tn |
| Altura de block | 50 | m |
| Tonelaje de block | 2025 | tn |
| Kgs de explosivo | 1322.6 | kg |
| Factor de potencia | 0.60 | kg/tn |
| Malla de perforación: 2 : 1 | 0.60 | 1.10 |
| Nº de tal/secc | 1.5 | tal |

Fuente: Elaboración propia

Para determinar el tonelaje total de block, se considera un **20%** de dilución y como resultado por metro lineal se obtiene 2.08 toneladas.

Tabla 37: Costo de perforación por tonelada en la recuperación de tajo 747S

| Perforación | Rend | Unid | Tarifa \$/. | Sub total |
|-------------------------|------|----------------|----------------|-------------|
| Metros/hora | 25 | m/h | | |
| Horas/gdia | 4.5 | horas | | |
| Gdia/dia | 2 | unid | | |
| Días/mes | 7 | días | | |
| Malla perforación | 0.66 | m ² | | |
| Nº taladros/corte | 61 | unid | | |
| Metros perforados/corte | 636 | m | | |
| Horas de perf | 25 | hrs | 106.65 | 2,715 |
| Días de perf | 2.83 | días | | |
| Días de perf | | días | | |
| Subtotal | | | | 4.3 |
| Subtotal | | | US\$/tn | 2.05 |
| Mano de obra | | | 32.9 | 0.00 |
| Costo /tonelada | | | US\$/tn | 2.05 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 38: Costo de accesorios de perforación en toneladas en recuperación de tajo 747S

| Accesorios | Rend | Unid | Tarifa \$/. | Sub total |
|-------------------------------------|------|------|----------------|-------------|
| Shank adapter macho HC-50 T38 | 3100 | m | 300 | 0.10 |
| Barra 4 pies | 2400 | m | 300 | 0.13 |
| Broca de botón retráctil T38 x 64mm | 630 | m | 200 | 0.32 |
| Otros | | 20% | | 0.11 |
| Subtotal | | | | 0.65 |
| | | | | 412 |
| Costo /tonelada | | | US\$/tn | 0.31 |

Fuente: Elaboración propia

| | | |
|-----------------------------|----------------|-------------|
| Costo de perforación | US\$/tn | 2.36 |
|-----------------------------|----------------|-------------|

Tabla 39: Costo de voladura en toneladas en recuperación de tajo 747S

| Voladura | Rend | Cant. | Tarifa \$/. | Sub Total |
|----------------------------------|------|--------|----------------|-------------|
| Semexa - E65 1 1/2x8 | | 82 | 1.85 | 151.70 |
| Examon P | 1.5 | 1060.6 | 0.61 | 646.97 |
| Fanel de 18 mts | | 82 | 3.4 | 278.8 |
| Carmex 9 pies | | 44 | 0.65 | 28.9 |
| Pentacord 3P | | 156 | 0.19 | 29.6 |
| Sub-total 1 | | | | 1135.9 |
| Mano de obra | | 2 | 2.41 | 192.8 |
| | | | | 1328.7 |
| Subtotal | | | | 1.00 |
| Mano de obra (cargador+ayudante) | | | 22.57 | 0.00 |
| Costo /tonelada | | | US\$/tn | 1.00 |

Fuente: Elaboración propia

Tabla 40: Costo de limpieza en toneladas de tajo 747S.

| Limpieza scoop 4.1 yd ³ | Cantidad | Unid | Tarifa \$/. | Sub Total |
|------------------------------------|----------|---------|----------------|-------------|
| Ton/hora | 40 | | | |
| Horas/gdia | 2 | | | |
| Gdia/día | 1 | | | |
| Día/mes | 20 | | | |
| Horas | 28 | | | |
| Días | 14 | | | |
| Scoop | | \$/hora | 96.47 | 2701.16 |
| Subtotal | | | | 0.0 |
| Mano de obra | | | 32.9 | 0.00 |
| Costo /tonelada | | | US\$/tn | 2.04 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 41: Costo de sostenimiento en la preparación de accesos de tajo 747S

| Sostenimiento | | Cant. | Tarifa \$/. | Sub Total |
|---|----------------|--------|----------------|-------------|
| Malla y split set (malla 1.2 m. x 1.2 m.) | m ² | 168.00 | 28.08 | 4717.44 |
| Costo /tonelada | | | US\$/tn | 2.47 |

Fuente: Elaboración propia.

Tabla 42: Costo de servicios materiales y planilla

| | | |
|------------|---------|------|
| Planilla | US\$/tn | 4.25 |
| Materiales | US\$/tn | 3.81 |
| Energía | US\$/tn | 1.25 |

Fuente: Área de productividad de EMQSA

Tabla 43: Resultado total de recuperación de pilar de tajo 747S

| | | |
|-------------------|----------------|--------------|
| Costo mina | US\$/tn | 17.19 |
| Planta | US\$/tn | 8.34 |
| Mantenimiento | US\$/tn | 0.67 |
| Indirectos | US\$/tn | 6.50 |
| Total | US\$/tn | 32.70 |

Fuente: Elaboración propia

4.5. CÁLCULO DE CANTIDAD DE ANFO

| | | | |
|--|---|------|-------------|
| Densidad del anfo suelto | = | 0.82 | gr/cc |
| Densidad del anfo confinado en taladro | = | 0.95 | gr/cc |
| Longitud de carguío | = | 70% | de longitud |

Tabla 44: Requerimiento de anfo en kilos por taladro según el diámetro del taladro

| Diámetro | Unidad | Longitud de taladros perforado en (pies) | | | | | | | | |
|----------|--------|--|------|------|------|-------|-------|-------|-------|-------|
| | | 4 | 6 | 8 | 12 | 20 | 28 | 32 | 36 | 40 |
| 36 | mm | 0.83 | 1.24 | 1.65 | 2.48 | 4.13 | 5.78 | 6.60 | 7.43 | 8.25 |
| 38 | mm | 0.92 | 1.38 | 1.84 | 2.76 | 4.60 | 6.44 | 7.36 | 8.28 | 9.19 |
| 45 | mm | 1.29 | 1.93 | 2.58 | 3.87 | 6.45 | 9.03 | 10.32 | 11.60 | 12.89 |
| 64 | mm | 2.61 | 3.91 | 5.22 | 7.82 | 13.04 | 18.26 | 20.87 | 23.47 | 26.08 |

Fuente: Elaboración propia

Para el cálculo de la cantidad de anfo que se requerirá por cada taladro perforado, se tomó en cuenta la densidad del explosivo a utilizar y la longitud de carguío.

El cálculo presenta hasta 40 pies de longitud como se muestra en el cuadro con su respectivo diámetro de perforación de cada taladro, donde al intersectar la longitud de taladro en pies con el diámetro en milímetro de perforación se tiene la cantidad de anfo requerida por cada taladro a cargar como en frente o en el tajo.

Tabla 45: Costo total en la voladura realizada en la recuperación de tajo 747S, material utilizado

| Voladura primario | | | | |
|--------------------------|--------|---------|----------|------------------|
| Producto | Unidad | PU | Cantidad | Importe |
| Emulsion | kg | \$ 1.85 | 21.32 | \$ 39.44 |
| Anfo | kg | \$ 0.61 | 1069.28 | \$ 652.26 |
| Pent. | m | \$ 0.19 | 126.00 | \$ 23.94 |
| Det. esam. 9 | und | \$ 0.65 | 14.00 | \$ 9.10 |
| Total | | | | \$ 724.74 |

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el disparo primario, se deberá realizar una inspección previa de la labor donde se realizará dicha actividad y las zonas por donde se dispersa la energía liberada considerando que pudiese dañar instalaciones eléctricas, redes de agua, aire comprimido, infraestructura, equipos, señalizaciones, las cuales se deberán proteger. Está prohibido hacer disparos primarios a otras horas que no sea el final de guardia (17:50 horas para la guardia día y las 5:30 horas para la guardia noche).

Para realizar la voladura se utiliza anfo tipo Examon P que tiene una densidad compacta de 0.82 g/cm³ y encartuchados tipo Semexa – E65 que tiene una densidad de 1.12 g/cm³ y es utilizado como el cebo.

Para el proyecto en material para la voladura, se gastó en total de \$724.74 para volar todo el pilar del tajo 747S.

Tabla 46: Costo total de plasteo de bancos mayores a 40x40cm en la cámara de plasteo en la recuperación de tajo 747S

| Voladura secundaria | | | | |
|----------------------------|--------|---------|----------|------------------|
| Producto | Unidad | PU | Cantidad | Importe |
| Plastex | kg | \$ 1.30 | 125 | \$ 162.50 |
| Pent. | m | \$ 0.19 | 350 | \$ 66.50 |
| Det. esam. 9 | und | \$ 0.65 | 4 | \$ 2.60 |
| Total | | | | \$ 231.60 |

Fuente: Elaboración propia

Para realizar el disparo secundario (plasteo de bancos en la cámara), se realiza al mismo horario de voladura primaria; para ello, se deberá realizar una inspección previa de la cámara de plasteo donde se realizará dicha actividad y las zonas por donde se dispersa la energía liberada, considerando que pudiese dañar instalaciones eléctricas, redes de agua, aire comprimido, infraestructura, equipos y señalizaciones, las cuales se deberán proteger.

Para realizar el plasteo de bancos mayores a 40x40, se utiliza encartuchados tipo plastex que tienen una densidad de 1.12 g/cm³.

Para la ejecución del proyecto, en materiales, se gastó en total de \$231.44 como se observa en el cuadro en los materiales utilizados.

Figura 38: Plasteo de bancos superiores a 40cm x 40cm en cámara de plasteo



Fuente: Elaboración propia

4.6. FACTOR DE CARGA DE VOLADURA DE SLOT Y TALADROS DE PRODUCCIÓN

Tabla 47: Resultado de voladura de slot de tajo 747S.

| Voladura de slot de nivel 400 tajo 747S | | |
|---|-------------------|-----------|
| Labor | | Slot |
| Tipo de roca | | 50 |
| Diámetro taladro de producción 2.5" | mm | 64 |
| Diámetro taladro de alivio 5" | mm | 125 |
| Sección disparada | m | 1.50x1.50 |
| Sección ejecutada | m | 1.70x1.70 |
| N° de taladros cargados | m | 9 |
| N° de taladros de alivio | m | 4 |
| Longitud de perforación | m | 14.96 |
| Explosivo | | |
| Semexa E 65 1 1/2x8" | kgs | 7.02 |
| Examon P | kgs | 191.25 |
| Total de explosivo | kg | 198.27 |
| Resultados | | |
| Volumen roto | m ³ | 28.9 |
| Tonelaje roto | tn | 92.48 |
| Factor de carga | kg/m ³ | 6.86 |
| | kg/tn | 2.14 |

Fuente: Elaboración propia

Para una longitud de taladro de 14.96 metros, 1 taladro de piloto, se requiere 28 kilogramos de anfo y un taladro de producción se requiere de 29.004 kilogramos de anfo.

Se requiere un total de 198.27 kilogramos de anfo para el slot, donde se ejecuta con factor de potencia de 2.14 kilogramos por tonelada.

Para un slot de 1.5 x 1.5 el factor de carga es de 13.25 kilogramos por metro lineal de donde se extrae 92.48 toneladas.

Con la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos se incrementará la producción cumpliendo con el tonelaje programado mensualmente. Para contrarrestar la caída de las leyes de las demás secciones por su alto contenido de ley de plata. Con este método empleado también se reducirá la exposición del personal al peligro.

Con el minado de tajo 747S por el método de taladros largos por sub niveles se incrementará en el volumen de producción en sección I de la compañía minera los Quenuales.

Tabla 48: Resultado de voladura de secciones de tajo 747S

| Voladura de nivel 400 tajo 747 S | | |
|---|-------------------|-----------|
| Tipo de roca | | 50 |
| Diámetro taladro de producción | mm | 64 |
| Diámetro taladro de alivio | mm | 64 |
| Sección planificada | m | 1.60x3.00 |
| Sección ejecutada | m | 1.65x3.00 |
| N° de taladros cargados | m | 6 |
| N° de taladros de alivio | m | 0 |
| Longitud de perforación | m | 10.2 |
| Explosivo | | |
| Semexa E 65 1 1/2x8" | kgs | 3.12 |
| Examon P | kgs | 157.5 |
| Total de explosivo | kg | 160.62 |
| Resultados | | |
| Volumen roto | m ³ | 50.49 |
| Tonelaje roto | tn | 156.519 |
| Factor de carga | kg/m ³ | 3.18 |
| | kg/tn | 1.03 |

Fuente: Elaboración propia

Para una longitud de taladro de 10.2 metros con diámetro de 64mm, con RMR 50, se obtuvo los siguientes resultados para 5 secciones de tajo 747S.

Para la voladura, se requiere un total de 160.62 kilogramos Examon P y Semexa E 65 1 ½ x8" para carguío de taladros de producción de tajo 747S, donde se ejecuta con factor de potencia de 1.03 kilogramos por tonelada.

Para 5 secciones el factor de carga es de 3.18 kilogramos por metro de donde se extrae en total de 156.519 toneladas.

4.7. INTERPRETACIONES

Tabla 49: Producción en los dos años más el proyectado y su costo total

| Año | 2017 | 2018 | 2019 | 2020 |
|----------------------------|---------------------|---------------------|---------------------|---------------------|
| Producción (ton) | 1,290,115 | 1,326,817 | 1,400,000 | 1,400,000 |
| Por Costo | | | | |
| Mina | \$ 32,883.00 | \$ 33,750.00 | \$ 38,637.00 | \$ 38,711.00 |
| Concentradora | \$ 11,143.00 | \$ 11,063.00 | \$ 11,542.00 | \$ 11,516.00 |
| Mantenimiento | \$ 929.00 | \$ 893.00 | \$ 937.00 | \$ 932.00 |
| Indirecto | \$ 8,809.00 | \$ 8,630.00 | \$ 9,425.00 | \$ 9,388.00 |
| Total | \$ 53,764.00 | \$ 54,336.00 | \$ 60,541.00 | \$ 60,547.00 |
| Costo/Producción (tn) | \$ 41.674 | \$ 40.95 | \$ 43.24 | \$ 43.25 |
| Costo mina/Producción (tn) | \$ 25.49 | \$ 25.44 | \$ 27.60 | \$ 27.65 |

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 49, se detalla el costo total (mina, planta concentradora, mantenimiento directo e indirecto), obteniendo en el año 2018 de \$54,336.00 para extraer 1,326,817 toneladas y se proyecta aumentar para los siguientes años el volumen de producción.

Como se observa en la tabla 49, el costo mina / producción (tn) es de \$ 40.95 y se redujo con respecto al año anterior en \$0.72tn.

Tabla 50: Mineral tratado en los años 2017, 2018 y dos años proyectado con su respectiva ley cada mineral

| Año | 2017 | 2018 | 2019 | 2020 |
|-----------------------|-----------|---------|---------|---------|
| Mineral tratado (ton) | 1,290,115 | 1326817 | 1400000 | 1400000 |
| Zn % | 2.17% | 2.31% | 2.25% | 2.30% |
| Pb % | 0.79% | 0.94% | 1.04% | 1.07% |
| Ag oz/tn | 2.37 | 2.99 | 3.19 | 3.35 |
| Cu % | 0.25% | 0.25% | 0.21% | 0.25% |

Fuente: Elaboración propia

En la tabla 50, se detalla los valores obtenidos y proyectados por cada año, con sus leyes generales obtenidas de las toneladas tratadas que se extraerán en general de todas las secciones.

Como se ve en la tabla 50, las leyes de los minerales se planean incrementar cada año evitando la dilución de los minerales con la finalidad de obtener mayor margen de beneficio.

Tabla 51: Ley y volumen que se encuentran según la estructura

| Estructura | Toneladas | %Zn | %Pb | %Cu | Oz Ag |
|-------------------|------------------|-------------|-------------|-------------|--------------|
| Veta m | 428,191 | 2.18 | 1.18 | 0.17 | 2.78 |
| Veta l | 265,957 | 2.78 | 1.17 | 0.42 | 2.35 |
| Hrzte | 232,979 | 2.78 | 0.04 | 0.32 | 0.83 |
| Veta c | 104,255 | 2.47 | 1.19 | 0.28 | 2.15 |
| Veta c-jirca | 98,936 | 1.14 | 0.38 | 0.07 | 5.38 |
| Rm 240m | 85,638 | 2.14 | 0.84 | 0.43 | 6.44 |
| Veta rayo | 79,255 | 1.22 | 1.20 | 0.32 | 8.54 |
| Rm c2 | 27,660 | 6.50 | 4.63 | 0.52 | 2.51 |
| Veta 242m | 25,532 | 2.09 | 1.29 | 0.18 | 1.87 |
| Rm l1 | 20,745 | 2.32 | 1.26 | 0.29 | 3.12 |
| Rm 245 | 18,085 | 2.69 | 0.65 | 0.25 | 2.06 |
| Cpo carmen | 12,766 | 4.13 | 0.62 | 0.38 | 2.20 |
| TOTAL | 1,400,000 | 2.39 | 0.97 | 0.28 | 3.03 |

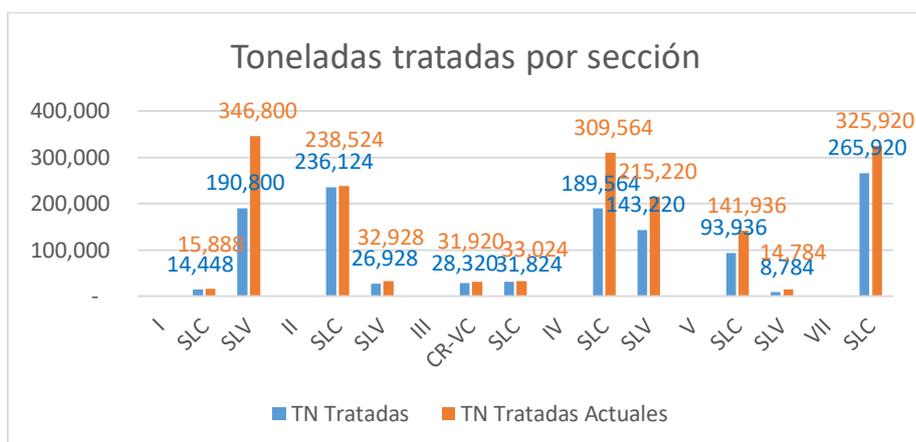
Fuente: Área de geología de EMQSA

En la tabla 51, se observa todas las estructuras de Empresa Minera Los Quenuales, donde se especifica la cantidad de toneladas que se extraerán de cada estructura con sus respectivas leyes.

En total de todas las estructuras se deberá extraer 1,400,000 toneladas para poder cumplir con los objetivos; para ello, se recuperará los pilares de tajos convencionales en forma retirada.

Tajo 747 S se encuentra en la estructura RM 240M, donde contiene plata de 6.44 onzas y zinc de 2.14% este va a permitir aumentar la ley de los minerales en general de esa forma se va a llegar a lo proyectado que es de 3 onzas de plata. Las dos estructuras con altas leyes en plata son veta rayo y rm240m son las dos estructuras que se deben recuperar para poder cumplir con los objetivos.

Figura 39: Toneladas tratadas según el método y la sección EMQSA



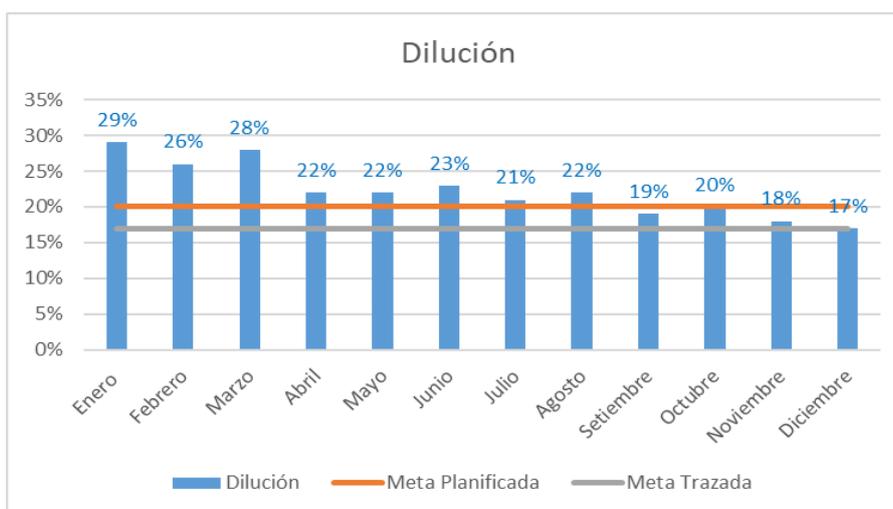
Fuente: Elaboración propia

Las toneladas por sección, como se ve en la figura se han incrementado. En la sección I, se incrementó por el método de SLV estos como resultados de las recuperaciones de los pilares de los tajos convencionales.

Por el método de SLV antes en la sección se llegó a extraer 190800 toneladas; ahora se llegó con la recuperación de los pilares a 346800 toneladas, obteniendo la diferencia de 156000 toneladas, como en la sección IV también se incrementó la extracción por el método SLV.

El anterior año se llegó a extraer 1229898 toneladas en total, en la actualidad se incrementó en 476640 toneladas llegando en total de 1706508 toneladas este incrementó es el resultado de la recuperación de los pilares de los tajos convencionales.

Figura 40: Reducción de dilución durante el año 2018



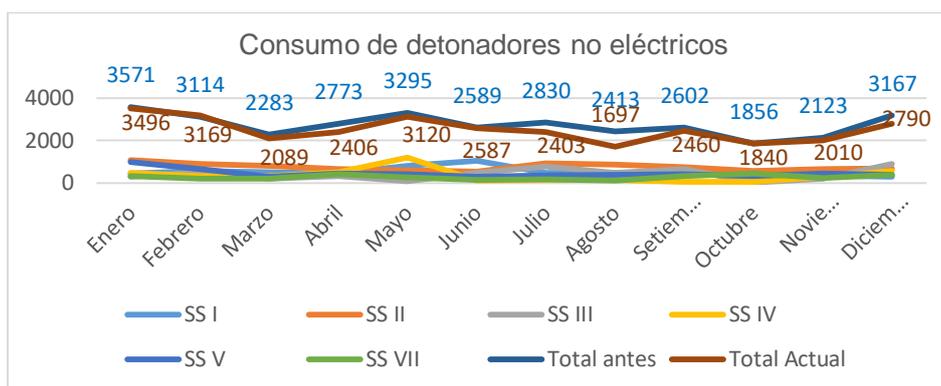
Fuente: Elaboración propia

La dilución de tajos, como se ve en la figura, disminuye en el mes de diciembre llegando a la meta trazada. por la disminución de factor de carga en la carga de los taladros de producción y los taladros de ayuda sin cargar; como se disminuye el factor de carga no afecta en la voladura a las cajas del pilar como resultado no genera el desprendimiento de las cajas o las sobre roturas.

La dilución externa se ha disminuido en la sección I, como se observa la figura en el mes de enero, la dilución fue de 29% donde se disminuye según los meses que pasaron. Los meses de octubre, noviembre y diciembre se encuentran debajo de la meta planificada de la empresa; en diciembre se llegó a la meta planteada de 17%.

La medición de los taladros perforados en los diferentes métodos de minado en la sección I con este se mejoró de la dirección en lo que se refiere a la perforación, se tomó las medidas con las mallas programadas en el momento de la perforación con el eclímetro y la posición del equipo.

Figura 41: Uso de exsaneles cada mes empleados en tajos



Fuente: Elaboración propia

Mediante la figura precedente, se describe el consumo de detonadores no eléctricos o exsaneles de 18.0 metros para carguío de taladros largos y haciendo una relación con la producción de tajos por zonas tenemos un indicador de toneladas rota / N° de exsaneles. en cada una de las secciones donde se ve la diferencia en el uso de detonadores no eléctricos antes con la actualidad, se ve la disminución en el consumo de detonadores no eléctricos. Estos al no carguío de los taladros de alivio se ve la disminución de los detonadores no eléctricos. De enero de 2017 a diciembre del 2017, se utilizó un total de 32616 unidades de detonadores no eléctricos; de enero de 2018 a diciembre de 2018, se utilizó en total de 30067 unidades de detonadores no eléctricos, obteniendo una disminución en el consumo en total de 2559 unidades.

Figura 42: Consumo de plastex por sección en voladura secundaria



Fuente: Elaboración propia

Según la figura anterior, se describe el consumo del explosivo plastex (emulsión a granel moldeable), en cada una de las secciones de la mina expresado en kilos; donde se observa la reducción de costo al disminuir en el consumo de Plastex, que se utiliza en la voladura secundaria. El consumo de plastex se redujo en 9802 kilos en total, en la sección I se disminuye el consumo de plastex para la voladura secundaria en total de 2750 kilos.

CONCLUSIONES

1. Se determinó que recuperando los pilares de tajo antiguo convencionales se logró cumplir con el tonelaje programado, de estos pilares ayudo en las leyes finales de los minerales. Donde por el método SLV se incrementó por la recuperación de pilares de tajo antiguo convencional en la sección I, donde en total se incrementó en 156000 toneladas durante el año 2018. La dilución de los tajos bajó en los cuatro meses últimos por el control de las cajas del tajo y el trabajo se realizó con 1.03 factor de potencia, la distribución de los exsaneles fue de periodo corto en la voladura de tajo esto ayudó a mejorar los resultados.
2. En la preparación de subnivel 290S de nivel 400 intermedio de la sección I, el costo de mano de obra es de \$52.83 metro lineal, implementos y herramientas es de \$7.99, perforación es \$93.91, voladura es \$71.03 y limpieza \$2.61 por tonelada. costo total por metro lineal es de US\$ 232.47. y US\$ 7.82 por tonelada.
3. El método de recuperación del pilar de tajo 747S del nivel 400 intermedio de la sección I, costo de perforación \$2.05tn, accesorios es \$0.31tn, voladura \$1tn, limpieza \$2.04tn, sostenimiento, \$2.47tn. costo de mina es de \$17.19tn y costo total de recuperación de tajo es de \$ 32.70tn. costo total de recuperación tajo 747S de nivel 400 intermedio de sección I es de US\$ 40.52tn, donde se reduce \$0.43tn del promedio de costos del año 2018 en la extracción de los minerales, se realiza la recuperación de pilar de tajo antiguo en forma retirada para evitar derrumbes y evitar la exposición al peligro el recurso humano.
4. La preparación de subnivel 290S se realizó con un factor de carga de 32.99 kg por metro reduciendo en total 13 kilos de Examon P en cada disparo y con factor de potencia de 0.74 kg por tonelada. El Slot se realizó con un factor de potencia de 2.14 kilogramo por tonelada. Y en la voladura de secciones se obtuvo un factor de potencia de 0.98 kg por tonelada, reduciendo en 6.5 kilos de Examon P en cada disparo, reduciendo total de Examon P en la recuperación de pilar fue de 136.5 kilos. En toda la recuperación de pilar de tajo 747S de nivel 400 segundo intermedio de la sección I se gastó en total de \$708.99 en la voladura primaria, y en voladura secundaria se gastó un total de \$122.90 (en el plasteo de bancos), la limpieza se realizó con Scooptram capacidad de 4.2 yd³, en cada viaje traslada 5.3 toneladas por cuchara.

5. El consumo de plastex se redujo por la disminución de voladura secundaria. Resultado poco banco después de la voladura primaria. En total, se redujo 9802 kilos en todas las secciones: en la sección I, se redujo en total de 2750 kilos. Resultados conseguidos con el control de la perforación de los taladros y la distribución de los exsaneles y el confinamiento de anfo.

RECOMENDACIONES

1. La desviación de los taladros se puede controlar haciendo mediciones de las secciones perforadas con el Peewee, antes de ser cargado los taladros para evitar voladura deficiente.
2. Continuar con el Examon P cargando solo los taladros de producción y los taladros de alivio, sin cargar para reducir el desprendimiento de la caja techo en SLV para reducir la dilución del mineral.
3. Hacer continuamente un control detallado en cada una de las operaciones para mejorar los costos directos e indirectos.
4. En la voladura, para ser eficiente, se debe realizar una distribución adecuada de los explosivos para no afectar la caja, resultando mayor estabilidad de las labores cercanas.
5. Cada guardia debe realizar reporte diario e informar anticipadamente ante cualquier sospecha los inconvenientes con el equipo, a fin de evitar demoras operativas. Y se debe de cumplir con el mantenimiento mecánico programado.
6. Durante la perforación, se debe evitar el acumulamiento de agua en el subnivel, se debe redireccionar el agua. Para no tapar los taladros negativos con detritus o acumulamiento de agua en los taladros.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. GUERRERO SANDOVAL, Leidy Lizbeth. Aplicación de taladros largos en vetas angostas para minimizar los costos de minado en el tajeo 780NA NV.200 - Flor de Loto - Compañía Minera Raura S.A. Piura : Universidad Nacional de Piura, 2015.
2. LEON CAMPOS, Dany Richard. Aplicación del tajeo por subniveles con taladros largos para optimizar recursos en la mina caridad, compañía minera Huancapeti S.A.C. Huaraz - Perú : Universidad Nacional Santiago Antúnez de Mayolo, 2017.
3. HANCCO CUTI, Walter. Metodología para la optimización de las operaciones en taladros largos en función a los equipos, lodos de perforación y Drop Raising Slot en Compañía Minera Condestable S.A. Arequipa - Perú : Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa, 2014.
4. VÁSQUEZ RIVAS, Juan Genaro. Elección y aplicación del método tajeo por subniveles con taladros largos para mejorar la producción en la veta Gina Socorro Tajo 6675 - 2 de la U.E.A. Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Huancayo - Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015.
5. CONDORI CERON, Guillermo Elias. Aplicación de taladros largos en vetas angostas en Empresa Minera Los Quenuales. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2009.
6. CHÁVEZ HÍJAR, Gustavo Geroncio. Minado en la veta rayo taladros largos. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2005.
7. FÉLIX LÓPEZ, Rosas. Optimización de la técnica de perforación y voladura en tajeos - Empresa Minera Yauliyacu S.A. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2000.
8. HUAMANCAYO HUAYHUA, Héctor Jesús. Aplicación de taladros largos en vetas angostas en la mina Yauliyacu. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2007.
9. ROBLES ESPINOZA, Nerio H. Excavación y sostenimiento de tuneles en roca. Lima - Perú : Concytec, 1994.
10. SANCHEZ PONCE, Patrik Christian. Evaluación geomecánica para el dimensionamiento de tajos en el sistema de explotación por taladros largos en la Unidad Minera Untuca Cori Puno S.A. Puno - Perú : Universidad Nacional del Altiplano, 2018.
11. Metodología de costos de operación en minería. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 1998.
12. RESEMIN. Manual de operación TROIDON 55XP. Lima - Perú : s.n., 2017.
13. ISEM. Reglamento de Seguridad y Salud Ocupacional en Minería DECRETO SUPREMO N° 024-2016-EM (y su modificatoria DS. N°023-2017 EM. Lima - Perú : s.n., 2017.
14. Evaluación de la estabilidad de las labores y pilar corona en las minas abandonadas de SÁrgentera (Ibiza, España) combinando clasificaciones geomecánicas, métodos empíricos y análisis numérico - enfocado a su posible aprovechamiento turístico. DURÁN VALSERO, Juan José, y otros. 1, Madrid - España : Boletín geológico y minero, 2017, Vol. 128.
15. LAURA SOTO, Emerzon. Selección del método de explotación para la optimización del minado en el tajeo 493 en la Cía Minera Caudalosa, U.E.A. Huachocolpa Uno. Huancayo - Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2014.
16. COLONIO QUISPE, Elvis Sadan. Optimización de la producción mediante la aplicación del método de explotación tajeo por subniveles taladros largos en la U.E.A. Recuperada de la

Compañía de Minas Buenaventura S.A.A. Huancayo - Perú : Universidad Nacional del Centro del Perú, 2015.

17. MALLCO IRRAZABAL, Fredy y DE LA CRUZ ESCOBAR, Placido. Aplicación de taladros largos en vetas angostas para reducir costos de operación en la zona esperanza - Cía Minera Casapalca s.a. Huancavelica - Perú : Universidad Nacional de Huancavelica, 2014.
18. MOLLFULLEDA, JOAQUIM. Minerales descripción y clasificación. Barcelona : EDICIONES OMEGA, S.A., 2010. 713.
19. HUACHORUNTO CONDORI, Zacarias Madrono. Perforación y voladura con taladro largo mina los quenuales Unidad Yauliyacu. Lima - Perú : Universidad Nacional de Ingeniería, 2005.
20. RESEMIN. Manual de operación - MUKI LHP. Lima - Perú : s.n., 2018.

ANEXOS

ANEXO 1: MATRIZ DE CONSISTENCIA

Título: RECUPERACIÓN DE PILAR DE TAJO ANTIGUO DE NIVEL 400 INTERMEDIO DE LA SECCIÓN I EMPLEANDO EL MÉTODO DE SUBNIVELES CON TALADROS LARGOS EN LA EMPRESA MINERA LOS QUENUALES S.A.-U.M. YAULIYACU.

Autor: BACH. ROSEL ANDY RAMOS ARROYO

| Problema | Objetivo | Hipótesis | Variables | Metodología y diseño investigación | Muestra | Técnicas e instrumentos |
|--|--|---|---|--|---|--|
| <p>Problema general</p> <p>¿Cuál es la influencia de la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?</p> | <p>Objetivo general</p> <p>Determinar la influencia de la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método de subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | <p>Hipótesis general</p> <p>La recuperación de pilar de tajo antiguo influirá positivamente empleando el método de subniveles con taladro largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | <p>Variable independiente</p> <p>Método de subniveles con taladros largos</p> <p>Variables dependientes</p> <p>Recuperación de pilar de tajo antiguo.</p> | <p>Método y alcances de la investigación</p> <p>Método de la investigación</p> <p>El método general de la investigación es el científico y como método específico es inductivo-deductivo.</p> <p>Alcances de la investigación</p> <p>La investigación es descriptiva ya que describe la recuperación de pilar de tajo antiguo por método por subniveles con taladros largos, busca explicar los</p> | <p>Universo:</p> <p>Empresa Minera los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> <p>Población:</p> <p>Sección I de Empresa Minera los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> <p>Muestra:</p> <p>Tajo 747S en el intermedio de nivel 400 de sección I.</p> <p>Muestreo:</p> <p>Probabilístico por área.</p> | <p>Técnicas:</p> <p>Observación en situ.</p> <p>Instrumentos:</p> <p>Tablas de resultados.</p> |
| <p>Problemas específicos</p> <p>¿Será económicamente factible la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por</p> | <p>Objetivos específicos</p> <p>Determinar económicamente la factibilidad en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por</p> | <p>Hipótesis específicas</p> <p>La recuperación de pilar de tajo antiguo será económicamente factible empleando el método por subniveles con</p> | | | | |

| | | | | | | |
|---|---|--|--|---|--|--|
| <p>subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?</p> | <p>subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | <p>taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | | <p>fenómenos suscitados durante el trabajo realizado.</p> | | |
| <p>¿Influirán las cajas encajonantes en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu?</p> | <p>Determinar la influencia de las cajas encajonantes en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros en la empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | <p>Las cajas encajonantes influirán positivamente en la recuperación de pilar de tajo antiguo empleando el método por subniveles con taladros largos en la Empresa Minera Los Quenuales S.A. – U.M. Yauliyacu.</p> | | <p>Diseño de la investigación</p> <p>Tipo diseño de investigación El diseño de investigación es experimental.</p> <p>Nivel de investigación El nivel de investigación es aplicada, el propósito consiste en explicar los resultados obtenidos de la recuperación de pilar.</p> | | |

ANEXO 2: COSTO DIRECTO DE REPASO DE TALADROS LARGOS

| Descripción | Unidad | Cantidad | Incidencia | Costo US\$/Unidad | Costo S./Unidad | Costo P. US\$ | Costo T. US\$/Pza |
|---------------------------------|--------|----------|------------|-------------------|-----------------|---------------|-------------------|
| | | | | | | 287.90 | 3.13 |
| Mano de Obra | | | | | | 74.55 | |
| Operador Jumbo | Gdia | 1.50 | 0.50 | 62.12 | 205.00 | 46.59 | |
| Ayudante de jumbo | Gdia | 1.50 | 0.50 | 37.27 | 123.00 | 27.95 | |
| Mecánico | Gdia | 1.50 | | 55.91 | 184.50 | 0 | |
| supervisor | Gdia | 1.50 | | 71.70 | 236.60 | 0 | |
| Materiales e insumos | | | | | | 0.00 | |
| Barra 4 pies | mp | 13.00 | 92.00 | 0.00 | 0.00 | 0 | |
| broca 64 mm | mp | | 92.00 | 0.00 | 0.00 | 0 | |
| shank adapter | mp | | 92.00 | 0.00 | 0.00 | 0 | |
| Tubo Tac | mp | | 92.00 | | 0.00 | 0 | |
| copa de afilado n°9 | mp | 2.00 | 92.00 | | 0.00 | 0 | |
| Aceite de Perforacion | Gal | | 1.00 | | 0.00 | 0 | |
| Manguera de 1" (30 m) | m. | | 1.05 | 3.00 | 9.90 | 0 | |
| Manguera de 1/2" (50 m) | m. | | 2.13 | 2.00 | 6.60 | 0 | |
| Equipos | | | | | | 185.50 | |
| Jumbo Muki LHB | Hora | | 3.00 | 60.00 | 198.00 | 180 | |
| Aguzadora | Hora | | 0.33 | 16.67 | 55.00 | 5.5 | |
| Herramientas y EPP | | | | | | 27.85 | |
| Implementos de seguridad | Gdia | 4.50 | 0.66 | 5.00 | 16.50 | 14.85 | |
| Herramientas | Gdia | 2.00 | | 6.50 | 21.45 | 13 | |
| TOTAL COSTO DIRECTO (S./Unidad) | | | | | | | 3.13 |
| COSTO TOTAL (S./Unidad) | | | | | | | 3.44 |

ANEXO 3: COSTO DE TRASLADO DE MINERALES

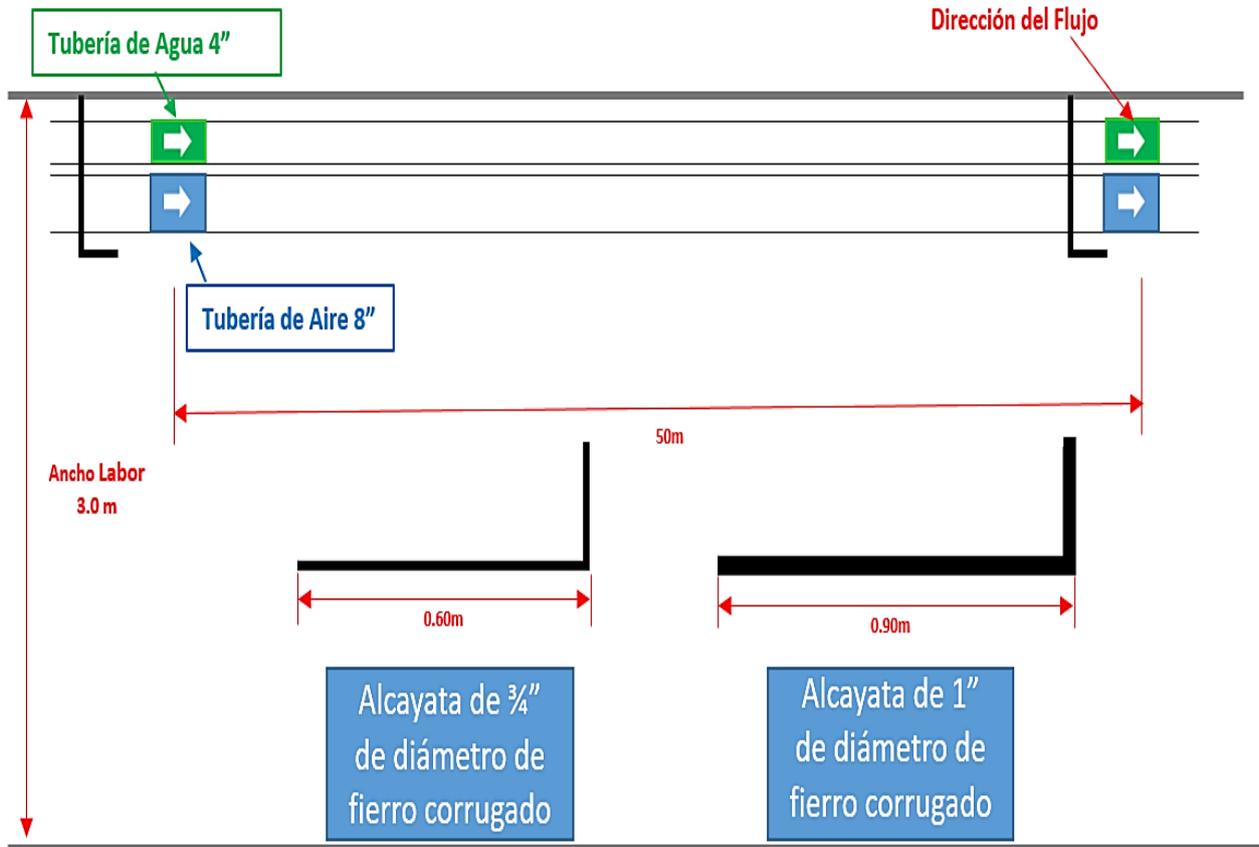
| Stop Pile | Descripción | N° de viaje | Hora/Viaje | Hora | US\$/Hora | US\$ |
|----------------|------------------------------|-------------|------------|------|-----------|-------------|
| Mineral fresco | Tras. Min. 1700 a Stock pile | 20 | 0.25 | 5 | 54 | 270 |
| | Stock pile. A Tv1 | 14 | 0.25 | 3.5 | 54 | 189 |
| | Trasl. Min. 1700 a Tv1 | 24 | 0.33 | 8 | 54 | 432 |
| Mineral H1 | Trasl. Min. H1 a Stock pile | 6 | 1.5 | 9 | 54 | 486 |
| Total | | | | | | 1377 |

**ANEXO 4: NÚMERO DE EXSANELES QUE SE UTILIZÓ EN LA PREPARACIÓN DEL
TAJO Y PARA REALIZAR LA VOLADURA**

| EXSANEL PARA FRENTE | | |
|--------------------------------|--------|--------|
| Número | Tiempo | Unidad |
| 1 | 25 | Ms |
| 5 | 125 | Ms |
| 10 | 250 | Ms |
| 16 | 400 | ms |
| 20 | 500 | ms |
| 32 | 800 | ms |
| 40 | 1000 | ms |
| 56 | 1400 | ms |
| 72 | 1800 | ms |
| 92 | 2400 | ms |
| 120 | 3000 | ms |
| 140 | 3800 | ms |
| 180 | 4600 | ms |
| 240 | 6400 | ms |
| 288 | 7400 | ms |
| 340 | 8500 | ms |

| EXSANEL PARA TAJO | | |
|------------------------------|--------|--------|
| Número | Tiempo | Unidad |
| 1 | 25 | ms |
| 3 | 75 | ms |
| 5 | 125 | ms |
| 7 | 175 | ms |
| 10 | 250 | ms |
| 12 | 300 | ms |
| 16 | 400 | ms |
| 20 | 500 | ms |
| 24 | 600 | ms |
| 28 | 700 | Ms |
| 32 | 800 | Ms |

ANEXO 5: REPRESENTACIÓN GRÁFICA DE SERVICIOS Y LA ALCAYATA



ANEXO 6: MAPA DE PROCESO DE LAS ACTIVIDADES REALIZADAS

