



**Universidad
Continental**

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de
Ingeniería de Minas

**Aplicación de taladros largos en vetas
angostas, caso Mina Austria
Duvaz-Morococha**

Wualdo Antonio Ordoñez

Huancayo, 2017

Tesis para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas



Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Obra protegida bajo la licencia de [Creative Commons Atribución-NoComercial-SinDerivadas 2.5 Perú](https://creativecommons.org/licenses/by-nc-nd/2.5/peru/)

ASESOR

Ing. Javier Córdova Blancas

AGRADECIMIENTO

A nuestro Dios padre por permitir realizar una de mis más anheladas metas. A la Universidad Continental – Facultad de Ingeniería – y al equipo de profesionales que integran la plana de docentes de la Escuela Profesional de Minas, quienes nos inculcaron y nos guiaron con éxito en nuestra formación académica.

Mi agradecimiento en especial al Ing. Javier Córdova Blancas, quien en forma desinteresada me brindó su conocimiento y apoyo en todo momento para realizar y ejecutar la presente tesis.

A mis compañeros de clases por brindarme su amistad y compañerismo demostrado en nuestra formación profesional.

Finalmente, a la Sociedad Minera Austria Duvaz S.A. por permitirme desarrollar el presente trabajo.

A mis queridos padres Alfredo Antonio y Damasa Ordoñez, por ser fuente de motivación, por sus esfuerzos, sacrificios y ejemplo de vida, mi infinita gratitud para ustedes.

RESUMEN

La mina Austria Duvaz, unidad Morococha, empresa de más de 100 años dedicada a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, siendo su mineral económico de cabeza con contenidos de cobre, plata, zinc y plomo, cuenta con ocho niveles operativos, dentro de ello los niveles de producción y desarrollo son: Nv 1600, Nv 1700 y Nv 1750; empleándose los métodos de explotación corte relleno ascendente, *Over Cut and Fill (Breasting* y convencional) e implementando el *Bench and Fill* (taladros largos) en vetas angostas, este último utilizado para el incremento de producción.

“*Bench and Fill*” es la combinación de los métodos corte y relleno ascendente con tajos por subniveles, el cual tiene gran aplicabilidad a vetas o cuerpos que se encuentran entre cajas inestables, que no se pueden trabajar por el método de tajos por subniveles. La característica es por su gran productividad, debido a que el volumen extraído de las labores de preparación se efectúa dentro del mineral y el control de la estabilidad de la calidad de roca (bajas) de las cajas, mediante el uso oportuno del relleno detrítico, el cual minimiza las aberturas generadas por los disparos de los taladros largos, y mantiene una distancia horizontal mínima de trabajo entre la cara libre del tajo y el del talud del relleno.

La preparación consiste en ejecutar una rampa central de acceso a los *bypass* en cada nivel principal e intermedio, a partir de los cuales se generan accesos a los subniveles en veta distanciados equidistantemente. Entre subniveles se tiene una separación vertical fija que conforma la altura de los bancos en el minado con perforación negativa de taladros largos. La voladura es secuencial en cada tajeo por tandas. La limpieza del mineral se realiza con *scooptram* a control remoto (telemando) hacia los echaderos (*ore pass*) en las zonas ubicadas en las intersecciones de cada acceso con el subnivel. Este método de explotación garantiza la seguridad y minimiza la exposición del personal en la excavación del tajo, realizando todo el ciclo de minado mecanizado en labores seguras.

ABSTRACT

The Austria Duvaz mine, Morococha unit; Company of more than 100 years, dedicated to the exploitation and treatment of poly-metallic minerals, being its economic head mineral with contents of copper, silver, zinc and lead counts on eight operative levels, within that the levels of production and development are : NV 1600, NV 1700 and Nv1750; using the methods of exploitation Cutting up Fill, Over Cut and Fill (Breasting and conventional) and implementing the Bench and Fill in narrow veins, the latter used for increased production.

"Bench and Fill" is the combination of cutting and backfill methods with sub-grooves, which has great applicability to veins or bodies that are between unstable boxes, which cannot be worked by sub-grooves. The characteristic is due to its high productivity because the volume extracted from the preparation work is done mostly within ore as well as the control of the stability of the low quality of rock in the boxes by the timely use of the detrital filling, which minimizes the apertures generated by the shots of the long holes, and maintains a minimum horizontal working distance between the free face of the cut and the slope of the filling.

The preparation consists of executing a central ramp of access to the bypasses at each main and intermediate level, from which accesses are generated to the sub-levels in distant distally equidistantly. Between sub-levels there is a fixed vertical separation that conforms the height of the benches that are mined with negative perforation of long drills. The shots are sequential in each shot by batches. Mineral cleaning is done with remote control scooptram (remote control) to the egress (Ore Pass) in the c zones located at the intersections of each access with the sub-level. This method of operation has a favorable impact on safety, by minimizing the exposure of personnel to the pit excavation, carrying out the whole machining cycle and under secure roof.

ÍNDICE DE CONTENIDOS

| | |
|--|-----|
| PORTADA..... | I |
| ASESOR..... | II |
| AGRADECIMIENTO..... | III |
| RESUMEN..... | V |
| ABSTRACT..... | VI |
| ÍNDICE DE CONTENIDOS..... | VII |
| CAPÍTULO I..... | 15 |
| PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO..... | 15 |
| 1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... | 15 |
| 1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA..... | 15 |
| 1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA..... | 16 |
| 1.2.1 Problema general..... | 16 |
| 1.2.2 Problemas específicos..... | 16 |
| 1.3. OBJETIVOS..... | 16 |
| 1.3.1 Objetivo general..... | 16 |
| 1.3.2 Objetivos específicos..... | 16 |
| 1.4 JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA..... | 16 |
| 1.5 HIPÓTESIS..... | 17 |
| 1.5.1 Hipótesis general..... | 17 |
| 1.5.2 Hipótesis específicas..... | 17 |
| CAPÍTULO II..... | 18 |
| MARCO TEÓRICO..... | 18 |
| 2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA..... | 18 |
| 2.2. BASES TEÓRICAS..... | 20 |
| 2.2.1 PROYECTO MINERO..... | 20 |
| 2.2.2 RECURSOS MINEROS..... | 21 |
| 2.2.3. OBJETIVO DE LA EMPRESA MINERA..... | 21 |
| 2.2.4. RESULTADO ECONÓMICO DE LA INVERSIÓN MINERA..... | 21 |
| 2.2.5. FACTIBILIDAD DEL PROYECTO MINERO..... | 21 |
| 2.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN..... | 22 |
| 2.3.1 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN..... | 23 |
| 2.3.2 ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN..... | 24 |
| 2.3.3 TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS (<i>Bench and Fill</i>)..... | 24 |
| 2.3.4 OPERACIÓN..... | 25 |

| | |
|---|----|
| 2.3.5 BARICENTRO..... | 26 |
| 2.3.6 DILUCIÓN | 27 |
| DILUCIÓN PLANEADA | 28 |
| 2.3.7 DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA AUSTRIA DUVAZ..... | 29 |
| 2.3.7.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD | 29 |
| 2.3.7.2 FISIOGRAFÍA | 30 |
| 2.3.7.3 GEOLOGÍA REGIONAL..... | 31 |
| 2.3.7.4 GEOLOGÍA DISTRITAL | 32 |
| 2.3.7.5 ESTRATIGRAFÍA | 33 |
| 2.3.7.6 INTRUSIVOS..... | 34 |
| 2.3.7.7 ESTRUCTURAS | 35 |
| 2.3.7.8 MINERALIZACIÓN | 38 |
| 2.3.8 DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DE LAS PRINCIPALES VETAS..... | 39 |
| 2.3.8.1 VETA LA PAZ | 40 |
| 2.3.8.1.1 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA | 41 |
| 2.3.8.1.2 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO | 43 |
| 2.3.8.1.3 MAPEO GEOMECÁNICO VETA LA PAZ..... | 45 |
| 2.3.8.1.4 DISEÑO DEL TIPO Y CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO | 46 |
| ABERTURAS PERMISIBLES..... | 46 |
| 2.3.9 CONDICIONES DE LA ALTERACIÓN | 49 |
| Condición de rugosidad | 50 |
| 2.3.10 RESISTENCIA DE LA ROCA..... | 50 |
| 2.3.11 ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA DEL MACIZO EN CAMPO | 52 |
| 2.3.12 CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRÁNEA | 52 |
| 2.3.13 SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES..... | 53 |
| 2.4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL | 53 |
| 2.4.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL..... | 53 |
| 2.4.2 PERFORACIÓN | 54 |
| 2.4.3 VOLADURA | 55 |
| 2.4.4 LIMPIEZA | 55 |
| 2.4.5 SOSTENIMIENTO | 55 |
| 2.4.6 RELLENO | 55 |
| 2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PROPUESTO..... | 55 |
| 2.5.1 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO..... | 55 |
| 2.5.1.1 Cálculo de Reservas Minables y Valor de Mineral | 56 |
| 2.5.1.2 Determinación de la dilución..... | 57 |

| | | |
|--|---|----|
| 2.5.2 | APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS (<i>Bench and Fill</i>) | 57 |
| 2.5.3 | DATOS TÉCNICOS EQUIPO DE PERFORACIÓN | 59 |
| 2.5.4 | PLANEAMIENTO (PARÁMETROS DE DISEÑO)..... | 59 |
| 2.5.5 | LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN | 60 |
| 2.5.6 | CICLOS DE MINADO EN TAJEO CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS | 61 |
| 2.5.6.1 | PERFORACIÓN..... | 66 |
| 2.5.6.2 | VOLADURA..... | 71 |
| 2.5.6.3 | EXTRACCIÓN O LIMPIEZA..... | 73 |
| 2.5.6.4 | SOSTENIMIENTO | 74 |
| 2.5.6.5 | RELLENO DETRÍTICO | 74 |
| 2.5.6.6 | VENTILACIÓN | 74 |
| 2.5.6.7 | DRENAJE | 75 |
| 2.5.6.8 | SEGURIDAD..... | 75 |
| 2.5.7 | EVALUACIONES GEOMECÁNICAS PARA SU APLICABILIDAD (VETA LA PAZ)..... | 77 |
| 2.5.8 | APLICACIÓN DEL GRÁFICO DE ESTABILIDAD | 77 |
| 2.5.9 | SIMULACIÓN Y FACTOR DE SEGURIDAD | 81 |
| CAPÍTULO III | | 84 |
| MÉTODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN | | 84 |
| 3.1 | TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACION | 84 |
| 3.1.1 | Tipo de investigación..... | 84 |
| 3.1.2 | Nivel de investigación | 84 |
| 3.1.3 | Método de la investigación..... | 84 |
| 3.1.4 | Diseño de investigación..... | 85 |
| 3.2 | POBLACIÓN Y MUESTRA | 85 |
| 3.2.1 | Población | 85 |
| 3.2.2 | Muestra | 85 |
| 3.3 | VARIABLES | 86 |
| 3.4 | TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS..... | 86 |
| 3.5 | MATERIALES Y EQUIPOS | 86 |
| 3.5.1 | DATOS | 87 |
| CAPÍTULO IV | | 88 |
| MÉTODO DEL DESARROLLO DEL PROYECTO | | 88 |
| 4.1 | MÉTODO Y PROCEDIMIENTOS..... | 88 |
| 4.1.1 | SECUENCIA | 89 |
| 4.1.2 | ENFOQUE PRELIMINAR PARA EL DESARROLLO DEL PROYECTO | 89 |
| 4.1.3 | SUMARIO DE INFORMACIÓN Y DATOS | 89 |

| | | |
|-------|--|-----|
| 4.1.4 | PROYECTO DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO POR TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS..... | 89 |
| 4.1.5 | PLANIFICAR LAS OPERACIONES UNITARIAS | 90 |
| 4.1.6 | DETERMINACIÓN Y EVALUACIÓN ECONÓMICA DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS..... | 90 |
| 4.1.7 | ENFOQUE COMPARATIVO DE LAS VENTAJAS ECONÓMICAS: MÉTODO CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS Y CORTE RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL | 90 |
| 4.1.8 | RESULTADOS Y CONCLUSIONES | 90 |
| 4.2 | PLANEAMIENTO E INGENIERÍA..... | 91 |
| 4.2.1 | DIANÓSTICO GEOLÓGICO EN LA VETA LA PAZ..... | 91 |
| 4.2.2 | ACCESIBILIDAD | 91 |
| 4.2.3 | DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS..... | 92 |
| 4.2.4 | CRITERIOS CONSIDERADOS PARA EL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN | 93 |
| 4.2.5 | PARÁMETROS DE DISEÑO DEL MÉTODO | 94 |
| 4.3 | FORECAST CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS (<i>BENCH AND FILL</i>)..... | 95 |
| 4.4 | COSTO OPERACIONAL DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO TALADROS LARGOS (<i>BENCH AND FILL</i>)..... | 97 |
| 4.4.1 | PERFORACIÓN | 97 |
| 4.4.2 | VOLADURA | 98 |
| 4.4.3 | SERVICIOS AUXILIARES | 98 |
| 4.4.4 | SOSTENIMIENTO | 98 |
| 4.4.5 | LIMPIEZA Y RELLENO | 98 |
| 4.5 | LABORES DE INVERSIÓN..... | 99 |
| 4.6 | COSTOS DE LABORES DE INVERSIÓN – COSTOS INDIRECTOS | 99 |
| 4.7 | COSTO TOTAL DE AVANCE (DESARROLLO, PREPARACIÓN E INDIRECTOS)..... | 99 |
| 4.8 | COSTOS DIRECTOS DE MINA | 99 |
| 4.9 | COSTOS INDIRECTOS DE MINA..... | 99 |
| 4.10 | COSTO TOTAL PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO | 100 |
| 4.11 | Costos de operación del Método Corte y Relleno Ascendente Convencional..... | 100 |
| | CAPÍTULO V | 102 |
| | RESULTADOS | 102 |
| 5. | COSTO UNITARIO PARA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS (<i>BENCH AND FILL</i>)..... | 102 |
| 5.1 | COSTOS DE PRODUCCIÓN (\$/TON) ENTRE TALADROS LARGOS Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE | 103 |
| | Cálculo de Reservas y Valor de Mineral | 104 |

| | |
|--|-----|
| Valor de mineral usando tajeo por subniveles con taladros largos en vetas angostas y corte relleno | 104 |
| Ritmo de producción por taladros largos en ventas angostas | 105 |
| Cálculo del Margen de Utilidad y Valor Presente Neto – VAN Y TIR | 105 |
| 5.1.1 Costo de operativo del método de explotación por taladros largos | 106 |
| 5.1.2 Costos de las operaciones unitarias (ciclo de minado) | 106 |
| 5.1.3 Costo de infraestructura | 107 |
| 5.1.4 Evaluación económica de los métodos de explotación | 107 |
| 5.2 ANÁLISIS SITUACIONAL DE LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN U.M AUSTRIA DUVAZ | 107 |
| CONCLUSIONES..... | 111 |
| RECOMENDACIONES | 113 |
| REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS | 115 |
| ANEXOS | 116 |
| 1. MATRIZ DE CONSISTENCIA | 117 |
| 2. Anexo: PLANO GEOLÓGICO | 118 |
| 3. Anexo: PLANO GEOLógico VETA LA PAZ..... | 118 |
| 4. Anexo: PLANO GEOMECÁNICO VETA LA PAZ..... | 119 |
| 5. Anexo: MODELAMIENTO LONGITUDINAL DEL MÉTODO..... | 120 |
| 6. Anexo: PLAN DE TRABAJO TAJO 560 – 3E | 121 |
| 7. Anexo: KPI's EQUIPO DE TALADROS LARGOS..... | 124 |
| 8. Anexo: RESUMEN DE KPI's DE PERFORACIÓN | 125 |
| 9. Anexo: PETS DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS | 127 |
| 10. Anexo: PETS DE CARGUÍO DE TALADROS LARGOS | 132 |

LISTA DE TABLAS

| | |
|--|-----|
| Tabla N°1: Condición de Discontinuidades | 48 |
| Tabla N°2: Concisión de la alteración | 49 |
| Tabla N°3: Resistencia comprensiva Uniaxial | 50 |
| Tabla N°4: Estimación de la resistencia del macizo Rocosos en campo | 52 |
| Tabla N°5: condiciones de agua subterránea..... | 52 |
| Tabla N°6: Recomendaciones para el Sostentamiento de labores..... | 53 |
| Tabla N°7: mineralizados y caracterización..... | 56 |
| Tabla N°8: Clasificación Geomecánica de Veta la Paz..... | 77 |
| Tabla N°9: Operacionalización de la Variable | 86 |
| Tabla N°10: ForeCast con el Método taladros largos (Bench and Fill) | 96 |
| Tabla N°12: Datos para el calculo..... | 97 |
| Tabla N°13: Costo unitario - Equipo de perforación..... | 97 |
| Tabla N°14: Precios Unitarios de Materiales de Perforación..... | 97 |
| Tabla N°15: Precios unitarios en insumos de voladura | 98 |
| Tabla N°16: Precios unitarios de servicios auxiliares | 98 |
| Tabla N°17: Precios unitarios en Sostentamiento | 98 |
| Tabla N°18: Precios unitarios en Limpieza y Relleno | 98 |
| Tabla N°19: Precios unitarios en Preparación (Desarrollo) | 99 |
| Tabla N°20: Precios unitarios del Método Corte y Relleno Ascendente..... | 101 |
| Tabla N°21: Costos Operativos en el Método de Explotación por Taladros Largos..... | 102 |
| Tabla N°22: Gráfico comparativo de costos de operación (\$/Ton)..... | 103 |
| Tabla N°23: % de Cumplimiento hasta la fecha..... | 107 |
| Tabla N°24: Cuadro Tonelaje con incidencia de Costos | 108 |
| Tabla N°25: Aporte de tonelaje tajo 560 – 3E (Costo US\$/Ton) | 109 |
| Tabla N°26: Metros perforados tajo 560 – 3E (costo US\$/Ton) | 109 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|---|-----|
| Figura N°1: Dilución planeada y dilución operativa..... | 27 |
| Figura N°2: Cálculo de la Dilución Planeada..... | 28 |
| Figura N°3: Cálculo de la Dilución Operativa | 29 |
| Figura N°4: Ubicación de la UM Austria Duvaz | 30 |
| Figura N°5: Minas cercanas a la UM Austria Duvaz | 33 |
| Figura N°6: Identificación de las vetas principales de la UM Austria Duvas | 39 |
| Figura N°7: A- Rosa de fracturas | 44 |
| Figura N°8: B- Estereograma de fractura | 44 |
| Figura N°9: Clasificación geomecánica RMR. | 48 |
| Figura N°10: Estimación de la Resistencia en Campo | 51 |
| Figura N°11: Tradicional Corte y Relleno Ascendente Convencional..... | 54 |
| Figura N°12: Corte y Relleno Ascendente Mecanizado..... | 54 |
| Figura N°13: Estándar para los Refugios | 60 |
| Figura N°14: Avance de Sub Nivel Inferior | 62 |
| Figura N°15: Avance de Sub Nivel Superior | 63 |
| Figura N°16: Perforación de Slot | 63 |
| Figura N°17: Perforación de Taladros de Producción..... | 64 |
| Figura N°18: Voladura del Slot..... | 64 |
| Figura N°19: Limpieza de Mineral..... | 65 |
| Figura N°20: Pilar de Estabilidad..... | 65 |
| Figura N°21: Diseño de Malla de Perforación para Slot | 68 |
| Figura N°22: Diseño de las sección y colocación de puntos para su Perforación | 69 |
| Figura N°23: Posicionamiento del Equipo para su Perforación | 69 |
| Figura N°24: Gráfico de Estabilidad para las discontinuidades | 77 |
| Figura N°25: Plano de la veta con los Stopes delimitando sus estructuras | 80 |
| Figura N°26: Con Phase2 muestra el factor de seguridad esperado..... | 82 |
| Figura N°27: con phase2 muestra el factor de seguridad esperado | 82 |
| Figura N°28 : Block piloto para la Aplicación de Taladros Largos | 92 |
| Figura N°29 : Dimensión del Equipo con Relación a la Sección | 94 |
| Figura N°30: Perforación en vetas Positivos y Negativos..... | 95 |
| Figura N°31: Modelamiento del block SN 560 – 3E..... | 96 |
| Figura N°32: Costos Unitarios por el Método por Taladros Largos | 103 |
| Figura N°33 : Gráfico tonelaje programado y tonelaje ejecutado | 108 |
| Figura N°34 : Gráfico de Costo de Tonelada Programado y Ejecutado..... | 109 |
| Figura N°35: Gráfico de Costo de Mts Perforados - Programado y Ejecutado..... | 110 |

INTRODUCCIÓN

La Compañía Minera Austria Duvaz, es una empresa dedicada a la explotación y tratamiento de minerales polimetálicos, siendo sus minerales económicos el cobre, plata, zinc y plomo. La mina cuenta con vetas de potencia de 0.6 – 0.8 m en la cual su método de explotación es el *shrinkage* dinámico. Como también de 0.9 - 2.6 m siendo su método de explotación corte y relleno ascendente. Si bien los métodos de explotación siguen siendo los tradicionales; actualmente, en la minería subterránea existe una clara tendencia enfocada en la seguridad, cuidado medio ambiental, eficiencia y productividad.

El trabajo que se presenta es desarrollado en base a un proyecto de reducción de costos de operación y un incremento de producción en base a esto. La Unidad Minera Austria Duvaz inició cambios significativos en el método de explotación del mineral buscando generar mayor volumen roto con una dilución adecuada. En búsqueda de estas mejoras se ha orientado a la aplicación del método de taladros largos por subniveles, el terreno y condiciones geológicas permiten el trabajo bajo este método, debido a la potencia de la veta (0.80 m hasta 2.6 m) y el estudio geomecánico es favorable. La mina tiene un trabajo convencional con palas neumáticas, *scoop* eléctrico de 1.5 yd³, y *scoop diésel* 1.5 yd³. Cuenta con un pique 740, para extracción del mineral que garantiza la capacidad de 800 toneladas /guardia para trasladar el mineral a superficie, de los niveles 1600 y 1700 con el método de corte y relleno ascendente.

El estudio presenta una metodología sistemática en la cual se analiza y se compara variables económicas entre el método tradicional y el método a implementar. Como también la realización de tajos según el diseño necesario en función de los equipos y estabilidad de terreno, para cumplir el requerimiento de producción.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1. PLANTEAMIENTO Y FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.1 PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

La minería es un negocio donde rige la oferta y demanda de los precios de los metales en el mercado internacional; por lo tanto, es de vital importancia la selección de un método adecuado de explotación, para lograr y maximizar las ganancias con una inversión mínima. Los métodos tradicionales de explotación demandan un elevado costo de operación como son: cantidad de personal, horas efectivas de trabajo que ocasionan un incremento en costos y una baja eficiencia de producción, lo cual es preocupante para las empresas mineras, que tienen la necesidad de incrementar eficiencia y minimizar los costos de operación.

La Compañía Minera Austria Duvaz tomó la decisión desde este año 2017 de implementar el método de explotación por taladros largos (*Bench and Fill*), que conlleva a la mecanización de manera moderada como es el caso de la explotación de las vetas angostas por taladros largos buscando eficiencia e incremento de la producción y trabajar bajo estándares aceptables de seguridad.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1 Problema general

- A. ¿Será factible la aplicación de taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz–Morococha?

1.2.2 Problemas específicos

- B. ¿Será factible el sistema de minado a emplear en los tajos aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha?
- C. ¿Serán factibles los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha?

1.3. OBJETIVOS

1.3.1 Objetivo general

- A. Determinar la aplicación de taladros largos en vetas angostas caso mina – Austria Duvaz-Morococha.

1.3.2 Objetivos específicos

- B. Determinar el sistema de minado a emplear en los tajos aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha.
- C. Determinar los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha.

1.4. JUSTIFICACIÓN E IMPORTANCIA

La Empresa Austria Duvaz enfrenta un importante cambio al adecuar la aplicación del método de explotación alternativo de alto rendimiento, que en este caso resulta la aplicación de taladros largos en vetas angostas, que nos permita

reemplazar la producción a gran volumen. Por su facilidad en la preparación, recuperación mayor de 80% de mineral, y obtener alto rendimiento de volumen de mineral explotado.

La producción en aplicarse taladros largos debe de estar dentro del margen operativo de 12,500 toneladas en función al programa mensual y 380,000 toneladas al año, el método a elegirse debe estar en función a los equipos existentes en la unidad e implementadas según se requiere.

En la actualidad el método de taladros largos en vetas está siendo utilizado en muchas compañías mineras en el Perú y del mundo como una alternativa de incrementar la producción. La presente investigación pretende ejecutar el método de minado por taladros largos en vetas angostas.

Ciclo de minado como son: perforación, voladura, acarreo y sostenimiento. Así, beneficiará en lo económico tanto a las personas que laboran en la empresa y a los propietarios de la mina.

1.5. HIPÓTESIS

1.5.1 Hipótesis general

- A. La aplicación de taladros largos en vetas angostas influirá positivamente en la Minera Austria Duvaz – Morococha.

1.5.2 Hipótesis específicas

- B. El sistema de minado a emplear influirá positivamente en la aplicación de taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha.
- C. Los parámetros y diseños de perforación influirán positivamente en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha.

CAPÍTULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. ANTECEDENTES DEL PROBLEMA

La aplicación de nuevas formas de explotación masiva se viene realizando en gran escala dada las necesidades económicas, maximizar volúmenes de producción, bajos costos de operación y poder ser eficientes y competitivas. Este objetivo es reflejado en minas de tajo abierto donde sus leyes operacionales son bajas, pero son rentables al obtener grandes toneladas explotadas. La minería subterránea busca alcanzar niveles de producción altos los cuales harán posible implementar determinando características propias que cuenta cada yacimiento minero, calidad de macizo rocoso, costos de producción, recuperación metalúrgica, capacidad de planta y por parte del área de seguridad se tendrá que enfocar de acuerdo a este sistema de explotación.

La explotación por taladros largos se viene implementando por los resultados logrados al incrementar volúmenes de producción altos, lo cual se viene aplicando en minas importantes en el Perú.

San Rafael – E.M. Minsur S.A.; U.M. Casapalca; U.M. Chungar – E.M. Volcan; U.M. Yauliyacu – E.M. Los Quenuales S.A.; U.M. Uchuychacua; U.M. Julcani, U.M. Orcopampa; U.M. Mallay – E.M. Buenaventura S.A.

La investigación, "**Explotación de vetas por subniveles con taladros largos en empresa explotadora de Vinchos Ltda. S.A.**", del ingeniero Carlos Enrique Huarcaya Chamana, de Empresa Explotadora de Vinchos en su trabajo técnico presentado en el VII Congreso Nacional de Minería declara que "el dimensionamiento de las operaciones unitarias, así como de los servicios auxiliares a ella, nos darán la idea de las necesidades que debemos satisfacer para cumplir con los estándares operacionales y económicos proyectados". El yacimiento de Vinchos presenta un mineral económico de cabeza con contenido de plata, plomo y zinc con una ley de cabeza promedio de 10 oz Ag; el mineral es tratado en la Planta Concentradora de San Expedito obteniéndose concentrados de plomo-plata. Para el presente año dentro del plan a mediano plazo se tiene planificado producir 300 000 ton. iniciándose en el mes de enero con una producción de 650 ton/día, que se irá incrementando en los meses siguientes hasta llegar a diciembre con una producción de 1200 ton/día; esto gracias al método de explotación empleada, el de subniveles con taladros largos y la mecanización de la mina que en su totalidad es *trackless*. Los resultados de tales pruebas nos sirven para establecer nuevos estándares de operación, mejorando la perforación cuyo objetivo es incrementar la eficiencia y minimizar los costos de operación; la explotación mediante subniveles con taladros largos nos permite incrementar nuestra producción mejorando los rendimientos.

La investigación, "Perforación y voladura de taladros largos en la mina Uchucchacua - mejorando la rentabilidad de minado de la Veta Petra". El Ingeniero F. García C., de la compañía de Minas Buenaventura S.A., en el marco de una libre economía de mercado, menciona que "las empresas mineras necesitan tomar decisiones concretas y oportunas para ingresar a la competitividad de dicho mercado, por tanto, es muy imperioso realizar una evaluación de oportunidad para decidir dónde invertir y mediante qué sistema de explotación le sería más rentable". En tal sentido la actividad minera se encuentra asociada a un gran número de factores de incertidumbre, como son:

- ✓ La ley de mineral explotado, volumen del depósito, su forma, los costos de operación, precios de venta del producto, calidad del producto, etc.,

donde estos factores de riesgos juegan en contra de las posibilidades de financiamiento.

- ✓ Se realiza la investigación con el objetivo de mejorar la productividad, para lograr una mayor rentabilidad, se ha realizado un estudio de selección de métodos de explotación para el minado de vetas angostas en función de los parámetros geoestructurales del depósito.

La investigación en la mina San Rafael, “**Explotación subterránea, optimización de perforación y voladura**, del ingeniero de minas, Omar Prospero Sancho Cusi. (2009), dice que, “las operaciones que se vienen desarrollando actualmente en los yacimientos cupríferos- estanníferos de San Rafael, hoy en día aplicando el método de explotación por taladros largos *Sublevel Stoping*, teniendo como ventajas el bajo costo de operación, con posibilidad de evacuar el 80% de mineral roto sin control remoto, buen control de leyes y baja dilución y como desventajas al aplicar el método no es flexible el cambio de método, alto nivel de vibración en la voladura”

2.2. BASES TEÓRICAS

Carrasco S. (2009), denomina marco teórico referencial lo cual constituye la posibilidad de descripción y explicación de las variables y subtemas relacionado con el problema formulado.

2.2.1 PROYECTO MINERO

Determinar los límites de explotación y secuenciamiento de extracción del yacimiento que entregue el mayor beneficio económico. Para esto se deben tener en cuenta las siguientes consideraciones:

- Modelo de bloques utilizado (calidad de recursos)
- Modelo de costos (estimación de costos en el largo plazo)
- Precio de largo plazo del mineral que será explotado
- Parámetros de diseño (ángulo de talud y recuperación metalúrgica)

2.2.2 RECURSOS MINEROS

Es el factor de la industria minera que quizás más la diferencia de otras actividades, ya que los recursos con que se trabaja no son renovables. En términos de necesidades humanas, los minerales no son renovables, debido a que han sido formados por procesos geológicos, con lo que la velocidad de génesis es muy inferior a la de consumo. Las consecuencias del agotamiento progresivo de las reservas en un depósito son muy variadas.

Las minas tienen duraciones limitadas, la mayoría de las compañías explotadoras necesitan ejecutar programas de exploración e investigación, con vistas al descubrimiento de nuevos yacimientos o ampliación de los que se explotan, para garantizar la continuidad de las mismas más allá del horizonte marcado por un proyecto en cuestión. El riesgo económico durante esa etapa de investigación es elevado, ya que la probabilidad de éxito suele ser pequeña.

2.2.3. OBJETIVO DE LA EMPRESA MINERA

La actividad desarrollada por la minería es de carácter comercial, es decir sus propietarios persiguen **resultados económicos**, como compensación al capital invertido, esfuerzo de profesionales y riesgo que deben asumir.

2.2.4. RESULTADO ECONÓMICO DE LA INVERSIÓN MINERA

El resultado comercial logrado tanto en una actividad comercial, como en una explotación minera, se mide por el monto de las utilidades anuales obtenidas.

2.2.5. FACTIBILIDAD DEL PROYECTO MINERO

Es el análisis más profundo de los estudios de mercado, tecnológico – costo de inversión y capital de trabajo, tamaño y localización – insumos y proyecto sobre el medio ambiente. En esta etapa se determina el calendario de ejecución y la fecha de puesta en servicio.

Este análisis de anteproyecto se basará en:

- Especificaciones detalladas del producto en cuanto a mercado, calidad y cantidad
- Especificaciones detalladas de los factores de producción e insumos relacionados a la cantidad, calidad
- Especificaciones del proceso productivo
- Primer calendario de ejecución y puesta en marcha
- Generación de adquisición de tecnología
- Proposición de un sistema de comercialización
- Financiamiento y análisis económico

2.3. MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Es una forma geométrica generada y usada para explotar un yacimiento dividiendo el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo minero.

Teniendo como objetivo la extracción de menas de una manera óptima y que la comercialización proporcione la utilidad esperada.

El método de explotación engloba un conjunto de operaciones que permite la extracción del mineral, para ello es de importancia el funcionamiento de los servicios como.

- Ventilación
- Drenaje
- Suministro de energía, aire y agua

➤ La explotación compone tres operaciones mineras básicas:

- i. Apertura de mina: desarrollo y preparación
- ii. Infraestructura de la mina o preparación
- iii. Explotación de mina o arranque

2.3.1 FACTORES QUE INFLUYEN EN LA SELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

En la elección del método de explotación intervienen fundamentalmente los siguientes factores:

A. Características geográficas

Los aspectos más importantes dentro de este factor son:

- Profundidad
- Clima
- Cercanía a un lugar poblado

B. Características geológicas y físicas del yacimiento

- Forma del yacimiento y cuerpo mineralizado
- Potencia, si se trata de una veta o manto
- Manteo, si se trata de una veta o manto
- Diseminación, respecto de la superficie
- Profundidad respecto a la superficie
- Dimensiones del yacimiento, cubicación
- Componentes mineralógicos de la mina
- Características mecánicas (resistencia a la tracción y la compresión) de la roca que constituye el cuerpo mineralizado y de la roca encajonante

C. Condiciones Económicas

La explotación de un yacimiento debe realizarse al menor costo posible. Debido a que tanto el costo de acceso, desarrollo y preparación propia del método de explotación tienden a ser elevados. A ello se suman los costos de tratamiento de mineral, inversiones en equipos, materiales, costos administrativos y de venta.

La tendencia que lleva explotar yacimientos de leyes cada vez bajas son debido a causas como:

- La necesidad del abastecimiento constante del mercado
- El agotamiento de los yacimientos de leyes altas

➤ Para la solución se tiende a tener dos alternativas:

- Seleccionar en el interior del yacimiento las zonas pobres de las ricas.
- Explotar grandes masas de baja ley, con costos bajos debido al gran tonelaje, esto nos lleva a los métodos mecanizados.

2.3.2 ELECCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN

Factores de selección:

- Ubicación (recurso)
- Profundidad, forma, tamaño, del cuerpo mineralizado
- Calidad geomecánica de la roca mineralizada y roca de caja
- Distribución de leyes económicas
- Reglamentación (Medio Ambiente)

Criterios de selección:

- Rendimiento y productividad
- Seguridad al personal, equipo e infraestructura
- Recuperación
- Reservas extraídas, reservas in situ
- Selectividad
- Dilución
- Costos de inversión y operación

2.3.3 TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS (*Bench and Fill*)

Consiste en dividir el cuerpo mineralizado en sectores aptos para el laboreo y consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de explotación mediante disparos efectuados en planos verticales, con tiros paralelos, posteriormente quedando vacío el caserón después de la explotación.

La preparación de este método contempla galerías de perforación (GP), galería de base o *Undercart* y transporte para evacuación del mineral arrancado y chimeneas VCR para generar una cara libre.

La perforación se realiza con tiros largos radiales, utilizando tiros que van entre 8 – 15 m hacia arriba (positivos) y hacia abajo (negativos).

Carguío del mineral: el mineral arrancado cae por gravedad y es recolectado por embudos o por la zanja creadas con tal objeto, abarcando toda la base del caserón. En el caso de tener una zanja, esta progresa en el mismo sentido y a la velocidad que la explotación continúa. Por el contrario, si se trata de embudos, estos deben prepararse con anticipación y sus dimensiones van a depender del ancho del caserón.

El método generalmente se aplica en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques.

También es aplicado en cuerpos horizontales que sean de gran potencia.

2.3.4 OPERACIÓN

La operación consiste básicamente en la perforación de tiros verticales y abanico desde los subniveles hacia arriba, atravesando el pilar superior, la posterior tronadura de las perforaciones, el carguío y transporte secundario del mineral tronado hasta los *Ore Pass* o echaderos.

El hundimiento debe generarse desde el nivel superior, este se consigue generando un área de radio hidráulico superior que resiste la roca, para controlar las cajas encajonantes se realiza a medida que se extrae el mineral, tiene que ser rellenado el espacio vacío.

La producción de este método proviene, tanto de los frentes de extracción, como de las labores de desarrollo realizadas en mineral, un 15% a un 20% de la producción proviene de nuevos subniveles desarrollados.

Al aplicar el método se debe admitir un cierto grado de dilución de mineral como también implementar un control de producción. Y tener un alto grado de desarrollo.

Teniendo estas desventajas que genera el método también se tiene consideraciones favorables a su aplicabilidad como:

- Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos
- Se aplica en roca moderadamente competente y muy competente
- Por su operación el método es mecanizable permitiendo importantes reducciones de costos de operación
- Todos los trabajos realizados con especialización de mano de obra requerida
- Se varía el ritmo de producción con facilidad permitiendo gran flexibilidad, al utilizar equipos en distintos niveles
- Se puede llevar la perforación adelantada lo que holgura en caso de imprevistos
- En periodos de desarrollo y preparación permite tener beneficios en corto plazo, reconociendo el cuerpo mineralizado de una mejor manera.

2.3.5 BARICENTRO

Para aplicar el método de taladros largos (*Bench and Fill*) es importante definir el concepto de baricentro en vista de que es un parámetro clave a usar y es distinto para cada modelo de equipo de perforación. El baricentro para el caso de perforación vertical, “es un punto que se coloca para cada fila pintada en los hastiales de la galería y a partir del cual se permite sincronizar automáticamente los ejes de perforación y rotación para facilitar la perforación de taladros

verticales desde una sola posición”. Físicamente está ubicado a una determinada altura de la viga del equipo de perforación radial, medida desde el piso cuando la viga se encuentra en posición vertical, tal como se muestra en la figura, por lo que es distinto para cada marca y modelo. Una vez instalado el equipo, es a partir de este punto donde se empieza a girar la máquina perforadora sobre un mismo plano y se generan los taladros de perforación vertical.

En vista de esta definición, podemos concluir que es coherente la relación entre el diseño de perforación vertical y el equipo a utilizar, ya que el dibujante usa el dato de baricentro del equipo para representarlo en los planos de perforación; es decir; “para perforar, se debe utilizar el mismo equipo que se utilizó para elaborar el diseño”.

2.3.6 DILUCIÓN

El área de planeamiento es el encargado de calcular la dilución postexplotación; sin embargo, en la aplicación de taladros largos a la explotación de vetas angostas, es necesario calcular la dilución planeada y la dilución operativa, para eso se debe tener en cuenta:

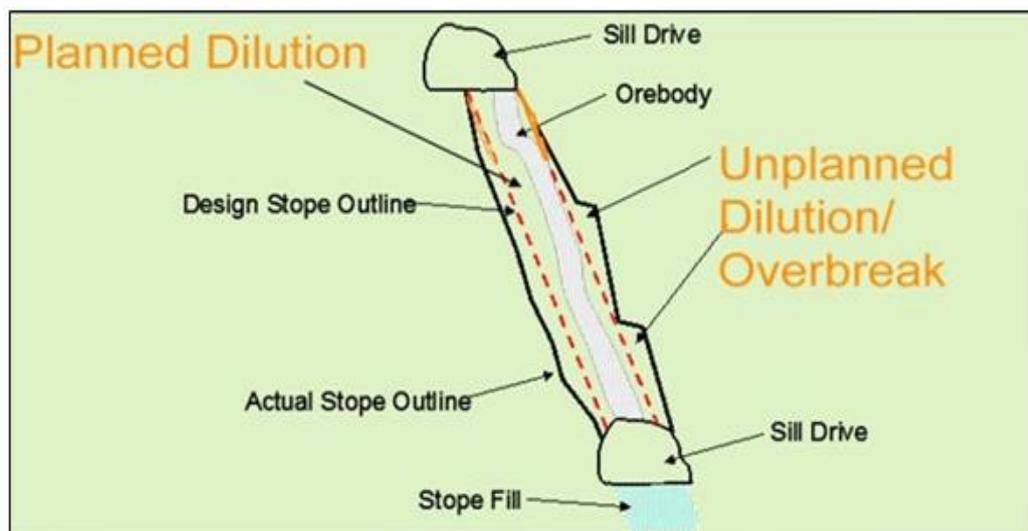


Figura N° 1: Dilución planeada y dilución operativa

Por definición, la “dilución planeada” es aquella que se “calcula” teniendo en cuenta que va a existir una sobrerrotura de material estéril

(volumen de material dentro de la línea marrón punteada – *Planned Dilution*) y, la “dilución operativa”, que es aquella que se “mide” teniendo en cuenta la rotura real (volumen de material dentro de la línea negra gruesa – *Unplanned Dilution/Overbreak*); es aplicado para el cálculo de la dilución en tonelaje y en ley.

DILUCIÓN PLANEADA

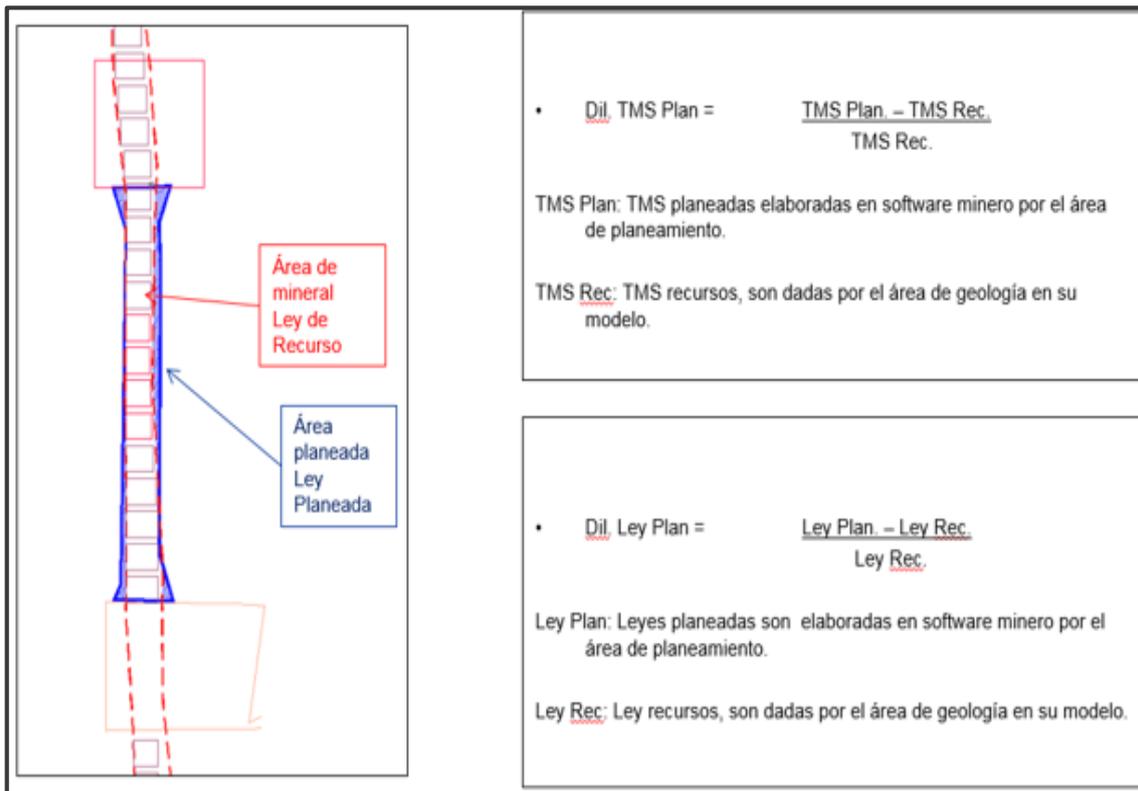


Figura N° 2: Cálculo de la dilución planeada

DILUCIÓN OPERATIVA

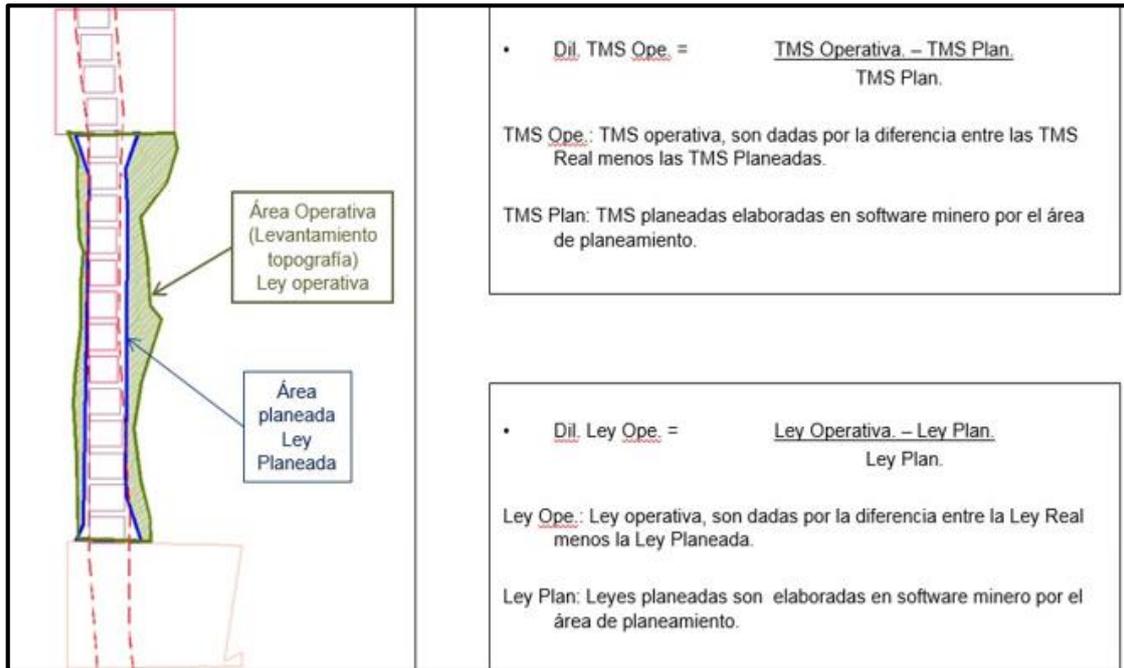


Figura N° 3: Cálculo de la dilución operativa

2.3.7 DESCRIPCIÓN DE LA UNIDAD MINERA AUSTRIA DUVAZ

2.3.7.1 UBICACIÓN Y ACCESIBILIDAD

La mina Austria Duvaz, Unidad Morococha, está ubicada en el distrito minero de Morococha, Provincia de Yauli, dpto. de Junín; aproximadamente a 140 Km, al Este de la ciudad de Lima, situada adyacente a la carretera central. Las operaciones mineras están centradas en la zona de Tuctu.

Los campamentos y las instalaciones minero - metalúrgicas están aproximadamente a 8 Km. al Este de la divisoria continental, conocida con el nombre de Ticlio, a una elevación de 4.500 msnm. Las coordenadas geográficas son:

76° 10' Longitud Oeste

11° 36' Latitud Sur

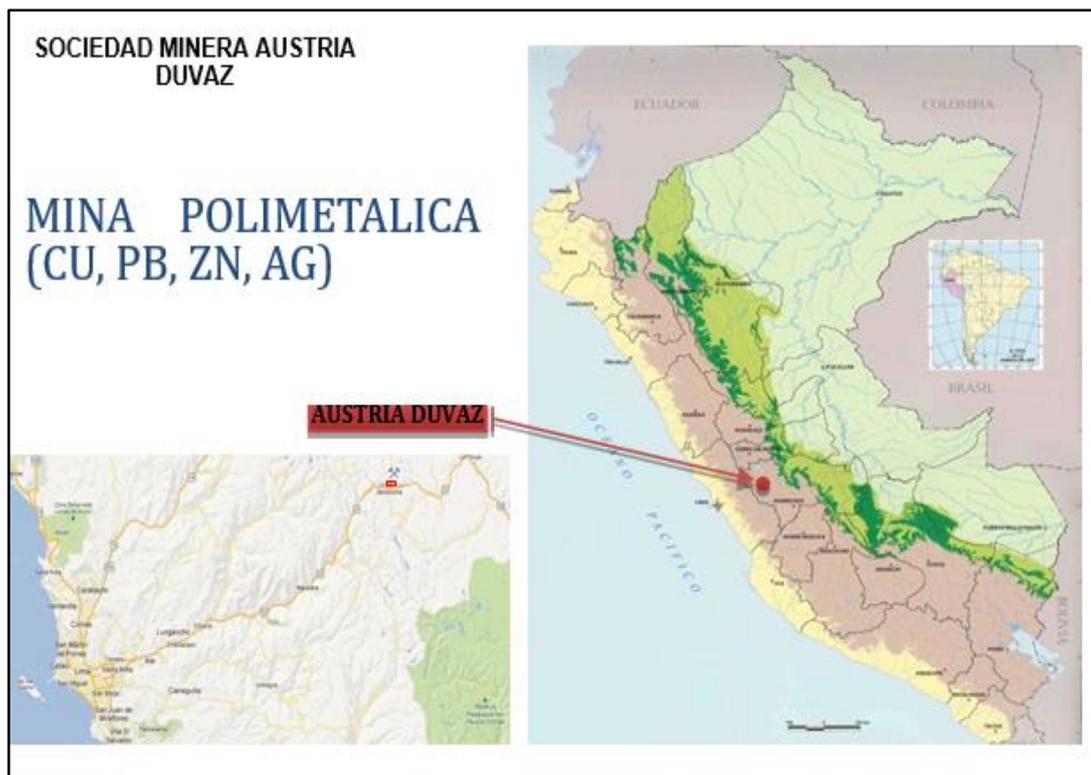


Figura N° 4: Ubicación de la U.M. Austria Duvaz

2.3.7.2 FISIOGRAFÍA

La topografía del distrito minero de Morococha es abrupta, con elevaciones que están por lo general entre 4.400 a 5.000 msnm. La cumbre más alta de la zona es el cerro Yanasinga con 5.480 msnm; los valles son de origen glaciar, en “U”, cuyos fondos están ocupados por lagunas escalonadas, tales como Huacracocha, San Antonio y Huascacocha; estrías y depósitos glaciares son evidencia de una fuerte glaciación ocurrida en la zona.

El clima de la región es frígido con dos estaciones bien marcadas, la húmeda de noviembre a abril, con lluvias y precipitaciones sólidas (nevada y granizo) y la seca durante el resto del año; durante la estación húmeda. Las precipitaciones sólidas alimentan los glaciares para luego formar riachuelos que descienden por las laderas y

alimentan a las lagunas; el drenaje es hacia el Este, vertiente del Atlántico.

2.3.7.3 GEOLOGÍA REGIONAL

La Cordillera de los Andes en el Perú Central, tiene un ancho aproximado de 300 Km y ha sido intensamente plegada, fallada y contiene una gran variedad de yacimientos de minerales.

La cordillera Occidental, que es parte de la cordillera andina, contiene, en la parte central del Perú, importantes centros mineros a lo largo de una franja de 400 km con dirección N 30° O.

Los distritos mineros principales que contienen esta región central, y que están relacionados a la cordillera occidental de los andes son:

- Distrito minero de Antamina, productor de Cu-Zn (Ag-Mo)
- Distrito minero de Ticapampa-Recuay en Ancash, productor de Au (Pierina) y polimetálicos Ag-Pb-Zn-Cu
- Cerro de Pasco, con minas importantes como la mina Cerro de Pasco, Colquijira, Huarón, Milpo (El Porvenir), Atacocha, etc, con un gran historial minero de más de 100 años de producción como yacimientos polimetálicos Ag-Pb-Zn-Cu (Au).
- Distrito minero de Oyón con sus minas Raura, Uchucchacua, Iscaycruz, productoras de Ag-Cu-Zn-Pb. Distrito minero de Morococha, donde se ubican importantes minas como Yauliyacu, Casapalca, Yauli, Ticlio, Austria Duvaz, Mar Túnel, Carahuacra, San Cristóbal, Andaychahua (productoras polimetálicas Cu-

Ag-Pb-Zn, WO₃) y el yacimiento de cobre-plata de Toromocho.

2.3.7.4 GEOLOGÍA DISTRITAL

El rasgo estructural más importante de la geología de Morococha es un anticlinal complejo de rumbo NW - SE y cuyo eje tiene dirección 10° - 15° al NO. Este anticlinal, que localmente se le conoce como “anticlinal Morococha”, forma la parte Norte de una estructura mayor que es el domo Yauli que se extiende desde San Cristóbal al sur, hasta Morococha, a través del pueblo de Yauli, de donde toma el nombre. El distrito está ubicado en la cordillera Occidental de los Andes del Perú central.

Las principales minas relacionadas al distrito minero, cercanas y en los alrededores a esta gran estructura son:

- Al Oeste las minas Yauliyacu y Casapalca, desarrolladas y explotadas originalmente por la Cerro de Pasco y hoy por las compañías Yauliyacu y Casapalca.
- En la parte central, norte y este, minas como Ticlio-Anticona, Manuelita, Morococha, operadas por la compañía *Pan American Silver* (Minera Argentum S.A.)
- Hacia el norte, en las vecindades de Toromocho, el yacimiento de Austria Duvaz, operado por la compañía Minera Austria Duvaz S.A.
- Hacia el Oeste las minas Carahuacra, Mahr Túnel, San Cristobal, Andaychahua, operadas por la compañía Minea Volcan S.A.



Figura N° 5: Minas cercanas a la U.M. Austria Duvaz

2.3.7.5 ESTRATIGRAFÍA

La secuencia estratigráfica del distrito minero de Morococha y alrededores es como sigue:

Grupo Machay- Cretáceo Medio

Caliza gris azulada, masiva con restos de fósiles en la parte inferior, le sucede una caliza carbonosa, lutácea y margosa, caliza fosfatada y finalmente 12m de lutitas negras con amonites y pelecípodos; potencia 455m.

Grupo Goyllarisquizga- Cretáceo Inferior

Conglomerado rojo basal, le suceden areniscas y lutitas rojas, capas de cuarcita y capas de caliza gris, interestratificadas con derrames lávicos o diques de capas de diabasa; potencia 369 – 469 m.

Grupo Pucará-Triásico-Jurásico

Calizas de color claro a blanco. Dos derrames lávicos están interestratificados: basalto Montero y traquitas Sacracancha; se ha subdividido en 13 horizontes que dan un

espesor de 431 m, complejo anhidrita; capas de anhidrita, yeso, lutita y caliza; potencia > 150 m.

Grupo Mitu- Pérmico Medio

Conglomerado rojo en la parte inferior y areniscas, calizas y brechas calcáreas en la parte superior, potencia 160 m. Está constituido por la formación Yauli; volcánicos Catalina, fase volcánica del Grupo Mitu; derrames lávicos de dacita y andesita de color gris a verde que altera a color chocolate marrón; en la parte superior brechas volcánicas aglomerados y tufos, potencia > 760 m.

Grupo Excélsior- Silúrico-Devónico

Filitas Excélsior; lutitas y filitas de color negro y verde olivo, fuertemente plegadas y cruzadas por venillas irregulares y lentes de cuarzo, potencia de 250 a 300 m.

2.3.7.6 INTRUSIVOS

La actividad ígnea en el distrito de Morococha comenzó durante el Pérmico. Las andesitas y las dacitas de los volcánicos Catalina son las rocas ígneas más antiguas del distrito; los flujos volcánicos y dique-capas interstratificadas con las rocas sedimentarias del jurásico y cretáceo, indican que durante el Mesozoico continuó la actividad ígnea.

La mayor actividad ígnea ocurrió a fines del terciario con los intrusivos de la diorita, la monzonita cuarcífera y el pórfido cuarcífero.

Diorita Anticona

Es la roca más antigua de los intrusivos del Terciario, se extiende ampliamente al Oeste y Norte del distrito de Morococha hasta Ticlio. Es una roca de color oscuro a gris,

textura porfirítica; diques de monzonita cuarcífera atraviesan a esta, lo que indica que la intrusión de la monzonita cuarcífera fue posterior a la intrusión de la diorita Anticona. Contiene vetas de Zn, Pb y Ag con algo de Cu.

Monzonita Cuarcífera

Llamado en general intrusivo Morococha, está localizado en la parte central del distrito; cuatro stocks principales han sido reconocidos: Stock San Francisco, en la zona central; el Stock Gertrudis ligeramente al Norte del anterior; el Stock Potosí al Noroeste del distrito en donde están emplazadas las vetas que explota Austria Duvaz y el Stock Yantac al Sur del distrito.

La monzonita cuarcífera es de color gris de grano grueso y con grandes cristales de ortoclasa. En las apófisis presenta textura porfirítica.

Pórfido Cuarcífero

Es la roca intrusiva más reciente conocida en el distrito de Morococha, un pequeño stock y algunos diques han sido reconocidos en la parte central, en íntima relación con el Stock San Francisco de monzonita cuarcífera, al cual atraviesa. El pórfido de monzonita cuarcífera consiste de fenocristales de cuarzo y una matriz afanítica de cuarzo, sericita y plagioclasas alteradas.

2.3.7.7 ESTRUCTURAS

La estructura regional más importante es el domo de Yauli, el cual se extiende por 30 Km desde San Cristóbal hasta Morococha, con rumbo general N 35° W.

En el distrito de Morococha, la estructura dominante es el anticlinal Morococha, que forma la parte Norte del domo de Yauli, este anticlinal es asimétrico con los volcánicos Catalina (Grupo Mitu) formando el núcleo, su eje tiene rumbo N 20° W en la parte Sur del distrito y N 40° W en la parte Norte; con una inclinación al Norte de 10° a 15°, el buzamiento del flanco Oeste es 20° a 30° y el flanco este es 30° a 40°. Existen dos anticlinales secundarios al Este y Oeste respectivamente.

✓ **Plegamiento - Fallamiento**

En el distrito de Morococha, probablemente a fines del Cretáceo (plegamiento “peruano”), fuerzas de compresión E - W, comenzaron a formar el anticlinal Morococha.

Durante el plegamiento “Incaico” las rocas cedieron por ruptura y se formaron dos fallas importantes, paralelas al rumbo general de la estratificación, estas fallas son: la falla Potosí - Toldo en el flanco este y la falla Gertrudis en el flanco Oeste; los buzamientos de las dos fallas varían entre 45° y 70° y buzan en direcciones opuestas. Al final del plegamiento “Incaico” una intensa actividad ígnea se produjo en la región, lo que dio lugar primero a la intrusión de la diorita Anticona al Este del distrito.

La continuación de las fuerzas de compresión dio lugar a la formación de fallas de cizalla con rumbo NW - SE en la parte Sur del distrito, donde el anticlinal tiene rumbo N 20° W, al mismo tiempo en la parte Norte donde el anticlinal tiene rumbo N 40° W, se formaron fallas de cizalla de rumbo general NE, estas fallas oblicuas fueron

probablemente desarrolladas después de la intrusión de la diorita Anticona.

Posteriormente, después del plegamiento “Incaico” y continuando la actividad ígnea se produjo la intrusión de monzonita cuarcífera en forma de stock, lo mismo que apófisis y un dique discontinuo de gran longitud a lo largo de una fractura oblicua, al Sur del distrito; los stocks de monzonita cuarcífera se localizan en el centro del distrito en ambos lados del eje del anticlinal, la actividad ígnea probablemente culminó con la intrusión del pórfido cuarcífero, el cual se localizó al centro del distrito y atraviesa a la monzonita cuarcífera.

Durante el plegamiento “Quechua”, el anticlinal Morococha continuó siendo afectado por las fuerzas de compresión, además de la intrusión monzonita cuarcífera, aunque en superficie aparece distribuida en stock, en profundidad tiende a formar una sola unidad.

La combinación de fuerza de compresión y la penetración del intrusivo Morococha produjo el levantamiento y arqueamiento del anticlinal; este arqueamiento produjo fracturas de tensión perpendiculares al anticlinal; en la parte Sur del distrito, estas fracturas tienen rumbo N 70° E mientras que al Norte las fracturas tienen rumbo general N 50° E.

✓ **Brechamiento**

Existen varias zonas de brecha en la caliza Pucará tales como la brecha Toldo, Santa Clara (Cajoncillo), Churruca, Riqueza y Freiberg, están ubicadas en las zonas de fallas o en la prolongación de ellas, así como en las zonas

de contacto de las calizas con los volcánicos Catalina, con el intrusivo Morococha o con el basalto Montero.

El origen de estas brechas es tectónico, A. J. Terrones (1949), les asigna un origen sedimentario a las brechas Churruca a la cual considera una brecha intraformacional; pero otros geólogos la consideran como una brecha tectónica formada por trituración de la caliza contra el basalto Montero. Otras brechas son consideradas como brechas de colapso debido a la presencia de cavidades de disolución.

2.3.7.8 MINERALIZACIÓN

Después del emplazamiento de los diversos stocks en Morococha, se tiene la siguiente evolución:

Tectónica: fallamiento premineral, proporcionando la apertura de fracturas (fallas); las que canalizan la mineralización en vetas (relleno de fracturas)

Mineralización:

- 1° Fase: cuarzo-pirita (sin interés económico).
- 2° Fase: sulfuros económicos (blenda rubia, esfalerita, tetraedrita-tenantita, calcopirita, galena [argentífera], pirita), con rodocrosita; es posible que en esta 2° fase haya habido varios pulsos, debido a la presencia de esfalerita y blenda, por ejemplo:

Tectónica: fallamiento postmineral; después de la mineralización, nuevamente el sistema es requerido por una tectónica de compensación, en este caso se produce una reactivación del sistema y las vetas son falladas en los minerales más dúctiles y frágiles como la galena y esfalerita.

Fase Supergénica: es la generación de sulfuros secundarios; debido al proceso de fluctuación de la capa freática, se tiene la generación de sulfuros secundarios principalmente de cobre: bornita, covelita, que se observan principalmente en el nivel 1600, 1700.



Figura N° 6: Identificación de las vetas principales de la U.M. Austria Duvaz

2.3.8 DESCRIPCIÓN GEOLÓGICA DE LAS PRINCIPALES VETAS

Los depósitos minerales que explota la Sociedad Minera Austria Duvaz son diez vetas principales y muchas vetas menores, las que están dispuestas en dos sistemas: el primero localizado en la parte Norte y el segundo en la parte Sur.

El primer sistema que se orienta al N 30° E y buza al Sur, se caracteriza por el abundante relleno de pirita y esfalerita de alta temperatura, algunas de estas vetas están rellenas solamente con cuarzo-pirita.

- ✓ Pertenecen a este sistema: San Pablo 2, Débora, Helga, San Pablo 3, San Pablo 4, San Pablo 5, San Pablo 6.

El segundo sistema se orienta al N 65° - 70° E y buza al Norte; se caracteriza por tener mejor calidad de sulfuros y menor cantidad de pirita. En estas estructuras se observa que la galena, blenda rubia y tetraedrita, cortan a las vetas de cuarzo-pirita, lo cual implica una superposición de mineralizaciones por reapertura de las fracturas.

- ✓ Pertenecen al segundo sistema: Victoria, Austria Duvaz, Melchorita, La Paz, La Paz 138, estas vetas aumentan de ancho y contenido metálico en profundidad.

También se tiene la presencia de lazos cimoides, en algunas vetas; son estructuras de preminerales formadas por esfuerzos de cizalla, formando ramales de sulfuros rellenos con mineralización de sulfuros primarios económicos; estos cimoides son cuerpos alargados tanto en la vertical como en la horizontal.

En el flanco Este del anticlinal Morococha y en la continuación de la falla Potosí - Toldo, se ubica el cuerpo mineralizado Freiberg que conforma una brecha mineralizada asociada a la falla.

Las principales vetas, de sur a norte, son:

Cuerpo Milagros, Veta Melchorita y Ramal Melchorita, Veta Victoria, Veta Austria Duvaz, Veta Helga, Veta Piritosa, Veta Patricia, Cuerpo Freiberg, Manto Madam Elvira, Veta Yahaira

2.3.8.1 VETA LA PAZ

Tiene un Rumbo N 65° E, con buzamiento de 80° N; su potencia varía entre 0.15 m y 2.40 m; se tiene minerales de esfalerita, galena, con algunas zonas de galena argentífera, la mineralización se presenta tanto en los volcánicos Catalina como en el intrusivo de monzonita hacia el oeste; las reservas se ubican por debajo del nivel 1700 y al este aún quedan reservas sobre el nivel 1600.

El nivel de fracturamiento varía de bajo a alto por lo que el sostenimiento se hace con pernos *Split set* y el armado de cuadros.

Hacia el este la veta La Paz se ramifica, formando importantes lazos cimoides, como sucede con el cuerpo Milagros en el extremo Este, además estas ramificaciones están asociadas a la unión con otros ramales mineralizados hacia el este.

En la parte oeste, con la cercanía de la veta Melchorita, también forman ramales mineralizados y pequeños cimoides.

2.3.8.1.1 EVALUACIÓN GEOMECÁNICA

Los aspectos geomecánicos y geotécnicos básicos para la evaluación del macizo rocoso correspondiente al planeamiento anual 2016 en relación a las labores subterráneas y de sostenimiento, los cuales son:

- Rasgos estructurales.
- Clasificaciones geomecánicas
- Parámetros geomecánicos básicos

El mapeo geotécnico subterráneo de las labores se hace utilizando para ello la tabla del GSI modificado, así como también para la valoración del macizo rocoso y el RMR de BIENAWSKI. Esta última es más útil para describir los detalles geotécnicos.

La clasificación RMR presenta cuál es el punto de partida para presentar a manera de resumen la calificación de cada parámetro.

Objetivo de la Evaluación Geomecánica

Los aspectos técnicos involucrados en la presente evaluación, fueron los que a continuación se mencionan:

- Se caracterizó litológicamente y estructuralmente la masa rocosa involucrada, mediante mapeos geotécnicos aplicando GSI (metodología de campo).
- Se evaluaron las propiedades de resistencia a la compresión uniáxica de la roca, con el martillo de geólogo (picota) in situ basándose en la tabla de resistencia de campo.
- Se zonificó geotécnicamente el área de estudio

Registros de datos

Para la caracterización de la masa rocosa de las zonas donde se ubica la mina Sociedad Minera Austria Duvaz, el fracturamiento ha sido evaluado in situ.

Aspectos litológicos

En la zona de evaluación se observa la presencia de rocas volcánicas e intrusivas del “Domo de Yauli”.

Los volcánicos están constituidos por lavas, tufos y piroclásticos de andesitas y dacitas, pertenecientes al Grupo Mitu de edad Pérmica (Paleozoico); el intrusivo por dioritas de edad Terciaria.

Las rocas volcánicas e intrusivas del área evaluada, estructuralmente están influenciadas

por la formación del “domo de Yauli” donde el fracturamiento sigue el patrón estructural derivados de la dirección de los esfuerzos tectónicos que se presentan formando sistemas de fallamiento y fracturamiento locales, ya sea paralelo al sistema de fallas longitudinales, diagonales o paralelo a los esfuerzos de compresión que a la vez originaron fallas y microfallas.

2.3.8.1.2 CLASIFICACIÓN DEL MACIZO ROCOSO

Para clasificar geomecánicamente al macizo rocoso se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR - Valoración del Macizo Rocosos - 1989) y la Clasificación del índice Geológico de Resistencia (GSI) propuesto por Hoek (1995).

Nivel 1700 N

La ocurrencia de los patrones estructurales ha sido evaluada, como se muestran en las figuras, A: Rosa de fracturas y B: Estereograma de fracturas.

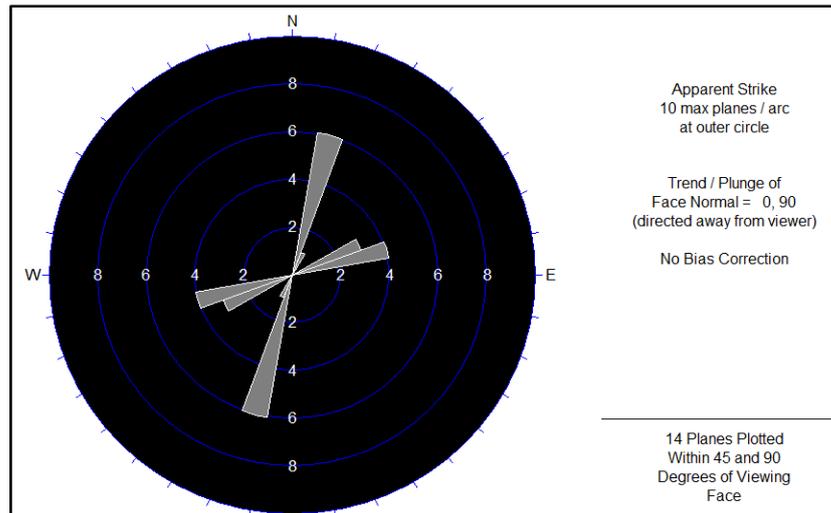


Figura N° 7: A- Rosa de fracturas

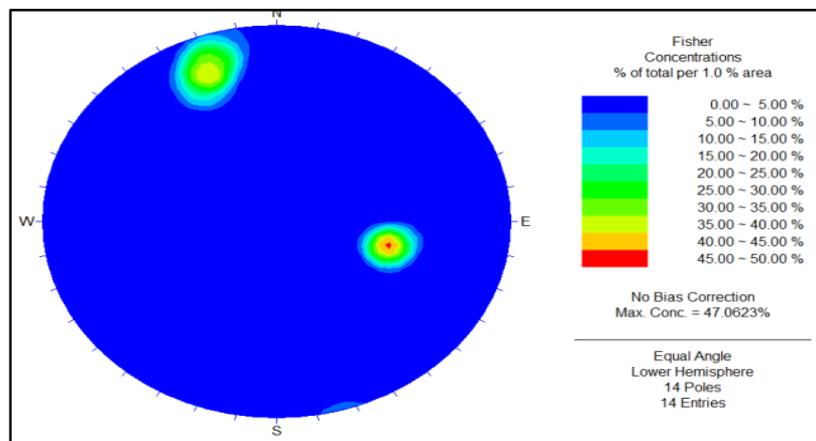


Figura N° 8: B- Estereograma de fractura

Se localizaron 3 familias principales de discontinuidades las cuales son:

- ✓ Familia 1: $80^{\circ}/190^{\circ}$, Familia 2: $55^{\circ}/287^{\circ}$, Familia 3: $45^{\circ}/242^{\circ}$.

De estas 3 familias descritas, le daría el carácter (desfavorable a levemente desfavorable)

2.3.8.1.3 MAPEO GEOMECÁNICO VETA LA PAZ

Basado en la tabla geomecánica según el GSI; los valores promedios obtenidos de los mapeos geomecánicos son:

✓ **GSI MODIFICADO: $GSI = F - R$**

A partir de cuyo valor se puede interpretar su equivalente en las clasificaciones geomecánicas: RMR Bienawski (1989) mediante tabla GSI original (Hoek y Brown) y la relación empírica:

✓ **RMR (seco) = GSI +5, (RMR>23)**

Y considerando los factores influyentes: agua y orientación de discontinuidades desfavorables, regular (presencia de acuñaamiento en el techo).

Resumiendo, la calificación geotécnica del macizo rocoso según clasificación geomecánica:

✓ **GSI MODIFICADO: $GSI = F - MF/R$**

Se detalla la valoración GSI Modificado y RMR en las siguientes.

✓ **GSI MODIFICADO (índice de resistencia geológica)**

• **Estructura:**

- Calificación: muy fracturada: F a MF

• **Condición superficial de fracturas:**

- Resistencia de la roca intacta se rompe con dos a más golpes de picota.

- Condición de discontinuidades, relleno

semiduro a suave, ligeramente rugoso, también se tiene presencia de superficies lisas, presencia de cuñas laterales (falsas cajas con rellenos de pirita) calificación: regular.

- **Factores influyentes:**
 - Filtración de agua
 - Orientación de discontinuidades: desfavorable

Valoración GSI: F-MF /M

2.3.8.1.4 DISEÑO DEL TIPO Y CALIDAD DEL SOSTENIMIENTO

ABERTURAS PERMISIBLES

Un procedimiento para evaluar la estabilidad de una excavación subterránea es determinar los índices críticos de la calidad del macizo rocoso a construir en los tajos, encima de los cuales no es necesaria la instalación de sostenimiento. Para la evaluación del tajeo (Veta la Paz y Ramal la Paz) se procede a la siguiente obtención de los valores críticos respectivos.

Cálculo de índice de calidad del túnel: Q
(Bieniawski 1979)

$$Q = \text{Exp. (RMR - 44)/9}$$

- Ancho de la labor = Real 2.8mt
- Índice Q, con RMR 41 – 50 = 2,07 (Macizo rocoso)

- **Índice Q, con RMR 25 - 30 = 1,26 (TJ- la Paz)**

- Índice Q, rocas con juntas/fallas = 0.07

Cálculo del valor “Q” crítico para el Tajeo, que tiene un ancho de minado a 1.50m:

$$\text{“Q”} = [\text{Diámetro o Altura} / 2 \text{ ESR}]^{2.5}$$

- El parámetro de Relación de Soporte de la Excavación [ESR], factor que conjuga el uso de la excavación con el grado de seguridad demandado, para los tajos su uso y tiempo de exposición, así como el grado de seguridad del diseño, se ha determinado un valor de **ESR = 3.0**

Valor “Q” crítico = 0.03

Estas labores son estables por el reacomodo de los esfuerzos, pero se deberá contar con la aplicación de alguna alternativa de sostenimiento puntual conforme al tipo de roca a atravesar durante la fase de explotación de los tajos.

Base conceptual sobre la cual se realiza el análisis del RMR básico:

La base conceptual para el tipo de calidad de roca en la Clasificación Geomecánica RMR.

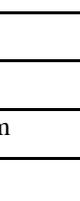
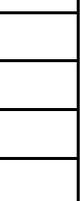
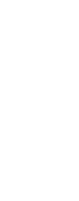
| TIPO DE ROCA | BANDAS | RMR | DESCRIPCIÓN | ESTRUCTURA |
|--------------|--------|-------|---------------|---|
| I | I-B | 81-90 | MUY BUENA "B" |  |
| II | II-A | 71-80 | BUENA "A" |  |
| | II-B | 61-70 | BUENA "B" |  |
| III | III-A | 51-60 | REGULAR "A" |  |
| | III-B | 41-50 | REGULAR "B" |  |
| IV | IV-A | 31-40 | MALA "A" |  |
| | IV-B | 21-30 | MALA "B" |  |
| V | V | 0-20 | MUY MALA |  |

Figura N° 9: Clasificación geomecánica RMR

Condición del relleno de las discontinuidades

| NIVEL | Condición tipo de relleno | |
|-------|---------------------------|---------------|
| | % | cerrado |
| 1200 | 90 | Duro < 5 mm |
| | 10 | Blando < 5 mm |
| 1400 | 50 | Duro < 5 mm |
| | 40 | Duro > 5 mm |
| | 10 | Blando < 5 mm |
| 1450 | 40 | Duro < 5 mm |
| | 30 | Blando < 5 mm |
| 1600 | 60 | Duro < 5 mm |
| | 40 | Blando < 5 mm |
| 1700 | 50 | Duro < 5 mm |
| | 50 | Blando > 5 mm |

Tabla N° 1: Condición de discontinuidades

Más del 65% de las discontinuidades tiene relleno duro, lo que es un buen indicador para la estabilidad de las estructuras y del

macizo; que corresponde a las vetillas de cuarzo piritita.

El 35% estaría comprendido entre relleno de las fallas, zonas fracturadas o zonas que tendrán que ser reconocidas en campo para atenderlo con el sostenimiento adecuado.

2.3.9 CONDICIONES DE LA ALTERACIÓN

| CONDICIÓN DE LA RUGOSIDAD | |
|---------------------------|--------------------|
| % | Condición |
| | Muy Rugoso |
| 8 | Rugoso |
| 34 | Rugoso - L. Rugoso |
| 39 | L. Rugoso |
| 13 | L. Rugoso - Liso |
| 6 | Liso |
| | Muy Liso |
| 100 | |

Tabla N° 2: Concisión de la alteración

La alteración no es un problema al menos desde un panorama macro, ya que solo menos del 22% del material rocoso (Nv 1400 - Nv 1600) tiene condiciones de Levemente alterado a Alterado.

Estas áreas también deben ser reconocidas, ya que son los que están relacionados directamente con la presencia de agua, falla, zona de cizallamiento y otros eventos que han alterado el macizo rocoso. Un 70% del material evaluado se encuentra en condiciones de **Levemente alterados**. Es un buen indicador para la estabilidad de las estructuras.

Zonificación Geomecánica del Macizo Rocosos

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo estudio esté dividida en áreas de características litológicas, estructurales y

mecánicas similares, debido a que el análisis de los resultados y los criterios de diseño serán válidos solo dentro de masas rocosas que presentan propiedades geológicas, físicas y mecánicas similares.

Condición de rugosidad

| CONDICIÓN DE LA RUGOSIDAD | |
|----------------------------------|--------------------|
| % | Condición |
| | Muy Rugoso |
| 8 | Rugoso |
| 34 | Rugoso - L. Rugoso |
| 39 | L. Rugoso |
| 13 | L. Rugoso - Liso |
| 6 | Liso |
| | Muy Liso |
| 100 | |

Rugosidad

2.3.10 RESISTENCIA DE LA ROCA

Resistencia de la Roca Intacta

Uno de los parámetros más importantes del comportamiento geomecánico de la masa rocosa es la resistencia compresiva no confinada de la roca intacta (σ_c). Los valores de σ_c se toman como referencia de los siguientes datos de laboratorio obtenidos para trabajos anteriores:

- Ensayos de compresión uniaxial efectuados en un laboratorio de Mecánica de Rocas como parte de este estudio

Resistencia Compresiva Uniaxial

| LITOLOGÍA | MARTILLO DE SCHMIDT (MPA) |
|----------------------|--------------------------------------|
| Volcánico Andesítico | 151.00 |
| Intrusivo diorítico | 145.00 |
| Paredes de Fallas | 40.00 |

Tabla N° 3: Resistencia compresiva Uniaxial

- Pero también se puede obtener la resistencia por tablas de acuerdo a los golpes de picota obtenido en campo como se muestra en el cuadro.

| ESTIMACIONES DE CAMPO DE LA RESISTENCIA DE SUELOS Y DE LA ROCA INTACTA | | | |
|--|--------------------------|---|----------------------------|
| Grado | Descripción | Identificación de Campo | Rango aprox. Sigma c - MPa |
| S1 | Arcilla muy blanda | El puño de la mano penetra fácilmente varios centímetros. | < 0.025 |
| S2 | Arcilla blanda | El dedo pulgar penetra fácilmente varios centímetros. | 0.025 - 0.05 |
| S3 | Arcilla firme | El dedo pulgar puede penetrar varios centímetros con moderado esfuerzo. | 0.05 - 0.10 |
| S4 | Arcilla rígida | El dedo pulgar penetra pero con mucho esfuerzo. | 0.10 - 0.25 |
| S5 | Arcilla muy rígida | Puede ser fácilmente rayado por la uña del pulgar. | 0.25 - 0.50 |
| S6 | Arcilla dura | Puede ser rayado con dificultad por la uña del pulgar. | > 0.50 |
| R1 | Roca muy débil | Desmenuzable bajo golpes firmes con la punta de un martillo de geólogo, puede desconcharse con una navaja. | 1.0 - 5.0 |
| R2 | Roca débil | Puede desconcharse con dificultad con una navaja, se puede hacer marcas poco profundas golpeando firmemente con el martillo de geólogo. | 5.0 - 25 |
| R3 | Roca medianamente dura | No se puede rayar o desconchar con una navaja, las muestras se pueden romper con un golpe firme del martillo de geólogo. | 25 - 50 |
| R4 | Roca dura | Se requiere mas de un golpe con el martillo de geólogo para romper la muestra. | 50 - 100 |
| R5 | Roca muy dura | Se requieren varios golpes con el martillo de geólogo para romper la muestra. | 100 - 250 |
| R6 | Roca extremadamente dura | Solo se puede romper esquirlas de la muestra con el martillo geólogo. | > 250 |

Figura N° 10: Estimación de la resistencia en campo

2.3.11 ESTIMACIÓN DE LA RESISTENCIA DEL MACIZO EN CAMPO

| NIVEL | RESISTENCIA A LA COMPRESION |
|-------|---|
| 1200 | Se rompe a más de 3 golpes de martillo de geólogo |
| 1400 | Se rompe de 1 a 2 golpes de martillo de geólogo |
| 1450 | Se rompe de 1 a 2 golpes de martillo de geólogo |
| 1600 | Se rompe de 1 a 2 golpes de martillo de geólogo |
| 1700 | Se rompe de 1 a 2 golpes de martillo de geólogo |

Tabla N° 4: Estimación de la resistencia del macizo rocoso en campo

2.3.12 CONDICIONES DEL AGUA SUBTERRÁNEA

Las condiciones de presencia de agua desde el Nivel 1000 hasta el Nivel 1700 son por lo general húmedas y en zonas con presencia de goteo, circulación de aguas.

Las zonas de humedad observadas están asociadas con la presencia de fallas, zonas de fracturamiento, cizallamiento principalmente.

Debemos considerar que el principal efecto de la presencia del agua en la masa rocosa, es la presión que ejerce en las discontinuidades, disminuyendo la resistencia al corte y favoreciendo la inestabilidad.

| NIVEL | PRESENCIA DE FLUIDO (AGUA) |
|-------|--|
| 1200 | <i>La presencia de agua se manifiesta a manera de manchas húmedas y pequeñas goteras pero en general se mantiene seco</i> |
| 1400 | <i>La presencia de agua se manifiesta a manera de manchas húmedas, en general se mantiene seco</i> |
| 1450 | <i>La presencia de agua en la estación de carguío de baterías se manifiesta a manera de manchas húmedas</i> |
| 1600 | <i>La presencia de agua en la estación de carguío de baterías se manifiesta a manera de manchas húmedas, en general es seco</i> |
| 1700 | <i>La presencia de agua se presenta con pequeñas goteras y pequeños flujos en el techo, pero la galería presenta un flujo que proviene de las galerías contiguas</i> |

Tabla N° 5: Condiciones de agua subterránea

2.3.13 SOSTENIMIENTO DE LAS LABORES

| NIVEL | SOSTENIMIENTO |
|--------|--|
| 1600 | <i>Sostener con pernos helicoidales o Split set en forma puntual solo para control de bloques 50%, Split malla 20% y cuadros 30%</i> |
| 1700 N | <i>Sostener con pernos helicoidales o Split set en forma puntual solo para control de bloques 35%, Split malla 40% y cuadros 5%</i> |
| 1700 S | <i>Sostener con pernos helicoidales o Split set en forma puntual solo para control de bloques 40%, Split malla 30% y cuadros 30%</i> |

Tabla N° 6: Recomendaciones para el sostenimiento de labores

2.4 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN ACTUAL

2.4.1 CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

- Longitud de tajeo: 60m
- Altura del Block 50 m vertical
- Ancho de minado: > 2.0 m
- Altura de Rotura por corte 2.10/1.50 m
- Buzamiento de veta 75° a 80°
- Accesos: dos chimeneas extremas de bloqueo, que delimitan el tajeo
- *Ore Pass* equidistantes (2)
- Chimenea central que comunica al nivel superior para servicios

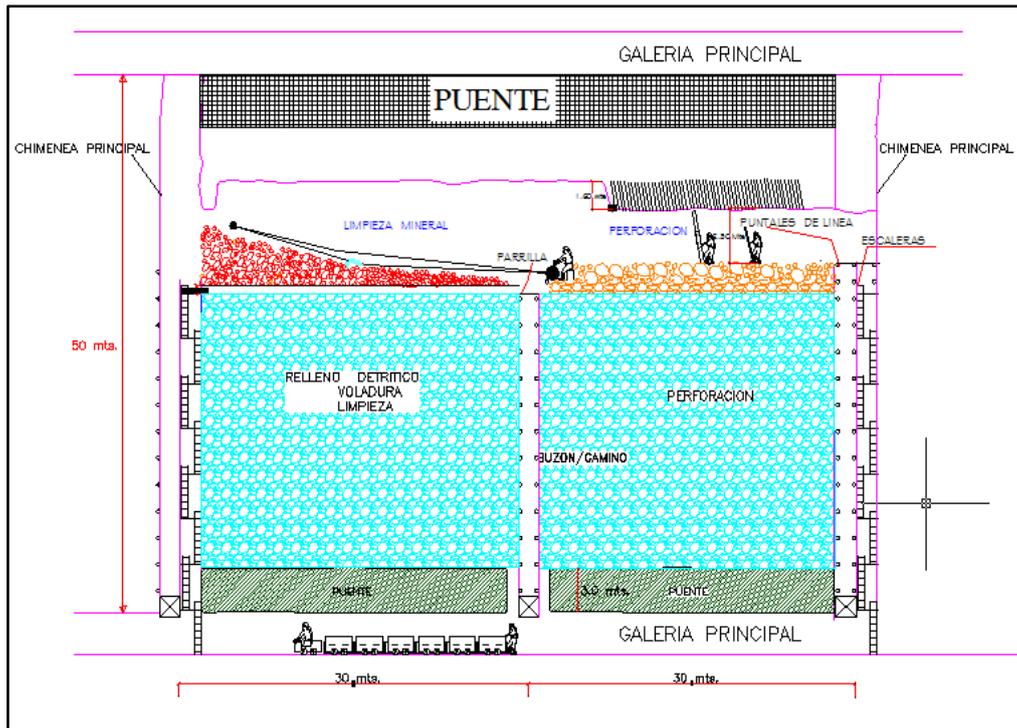


Figura N° 11: Tradicional corte y relleno ascendente convencional

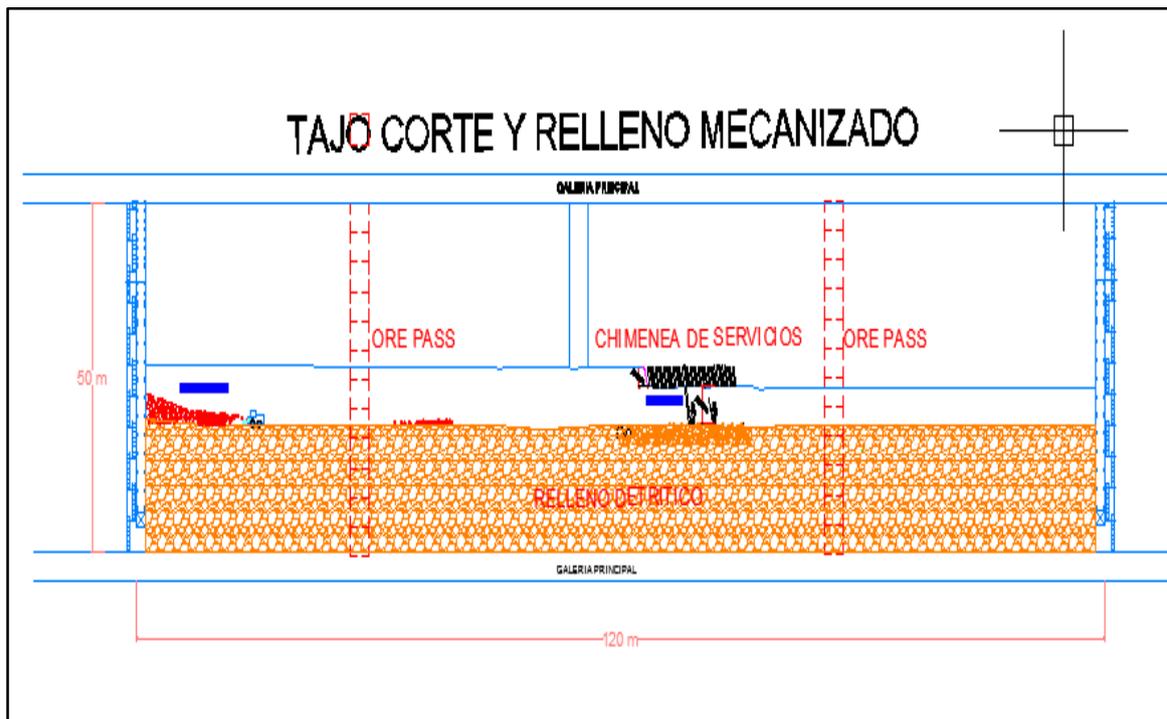


Figura N° 12: Corte y relleno ascendente mecanizado

2.4.2 PERFORACIÓN

- Perforación vertical con máquina perforadora *stoper*
- Longitud de perforación 6 y 8 pies (juego de barras 2', 4', 6 y 8')

- Diámetro de taladro 41 mm (juego de brocas 41, 38 y 36 mm).
- Espaciamiento y burden: 0.60 x 0.4 m
- Presión de aire comprimido 80 PSI
- Altura para perforación 2.10m

2.4.3 VOLADURA

- La voladura es en forma masiva por ala, con explosivo emulsión de 3000, como accesorios se utiliza mininel, pentacord 3P y como iniciador cármex ensamblado de 7'.

2.4.4 LIMPIEZA

- Para el caso de corte y relleno Mecanizado se utiliza Scoop eléctrico de 1 Yd3, la ventilación es natural y/o con ventiladores de 30,000 CFM, ubicados en la galería adyacente al tajo.

2.4.5 SOSTENIMIENTO

- Se utiliza *Split set*, mallas electrosoldadas y puntales de madera, con tablas como guardacabeza cuando existen abras en la labor.

2.4.6 RELLENO

- Detrítico en tajos de corte y relleno, este material es proveniente de las labores de exploración y desarrollo, para rellenar el tajeo se utiliza el Scoop eléctrico de 1 Yd3. hasta alcanzar una altura para perforación de 2.30m, de acuerdo al estándar de trabajo, el relleno se hace en cada corte.

2.5 MÉTODO DE EXPLOTACIÓN PROPUESTO

2.5.1 SELECCIÓN DEL MÉTODO DE MINADO

Partiendo del Corte y Relleno Ascendente, con la adición de la perforación con taladros largos en vetas angostas mediante subniveles, dan origen a la variante “*Bench and Fill*” – Banco y relleno, el cual mantiene la esencia del método porque se usa un relleno detrítico continuo con la finalidad de estabilizar el área abierta, manteniendo

siempre una luz de 10 – 15 m entre el avance de la cara libre del tajeo y el pie del talud rellenado. Con este esquema se diseña integralmente toda la mina.

Mineralizados y caracterización

| | |
|--|--------------------|
| GEOMETRÍA Y DISTRIBUCIÓN DE LEYES | |
| Forma del yacimiento | Tabular |
| Potencia del mineral | Estrecha |
| Buzamiento de la estructura | Inclinado |
| Distribución de leyes | Uniforme |
| CARACTERÍSTICAS GEOMECÁNICAS | |
| VETA | |
| Resistencia de la roca | Débil |
| Espaciamiento entre fracturas | Muy pequeño |
| Resistencia de las discontinuidades | Débil |
| CAJA TECHO | |
| Resistencia de la roca | Débil |
| Espaciamiento entre fracturas | Muy pequeño |
| Resistencia de las discontinuidades | Débil |
| CAJA PISO | |
| Resistencia de la roca | Débil |
| Espaciamiento entre fracturas | Muy pequeño |
| Resistencia de las discontinuidades | Débil |

Tabla N° 7: Mineralizados y caracterización

2.5.1.1 CÁLCULO DE RESERVAS MINABLES Y VALOR DE MINERAL

Es necesario para hallar el valor del mineral, conocer primero el porcentaje de recuperación por el método a implementar y el método actual. Se observa que en el método por Taladros Largos su recuperación promedio es 80% de las reservas geológicas, ya sea por pilares que quedan en el intermedio. Y un 85% en el corte relleno.

| METODO DE EXPLOTACION | FACTOR DE RECUPERACION MINERA | |
|----------------------------|-------------------------------|-----------|
| | INTERVALO | MEDIDO |
| TALADROS LARGOS | 60 - 100 | 80 |
| CORTE Y RELLENO | 70 - 100 | 85 |
| ALMACENAMIENTO PROVISIONAL | 75 - 100 | 90 |
| CAMARAS Y PILARES | 50 - 75 | 60 |

Tabla N° 8: Porcentaje de recuperación de mineral

2.5.1.2 DETERMINACIÓN DE LA DILUCIÓN

Se determina la dilución de diseño según O'Hara para ambos métodos de explotación y finalmente la dilución de diseño más apropiado.

| ESTIMACION DE DILUCION (Según O'Hara) | | |
|--|-----------------|-----------------|
| Dilucion = $K/((w)^{1/2} * \text{sen } a)$ | Taladros Largos | Corte y Relleno |
| K : contante | 55 | 25 |
| W : potencia de veta (metros) | 2.4 | 2.4 |
| a : buzamiento veta | 80 | 80 |
| | 36.05 | 16.38 |

Tabla N° 9: Cálculo de la dilución

2.5.2 APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS (*Bench and Fill*)



Figura N° 11: Nautilus psa

Para el minado de *bench and fill* (vetas angostas), cuya principal característica son las dimensiones que se ajustan a secciones menores de 2.4 x 3.0 y 3.0 x 3.0, con una longitud de perforación máxima de

12m El nautilus psa, es un equipo diseñado exclusivamente para labores estrechas.

“*Bench and Fill*” es la combinación de los métodos corte y relleno ascendente con tajeos por subniveles, el cual tiene gran aplicabilidad a vetas o cuerpos que se encuentran entre cajas inestables, que no se pueden trabajar por el método de tajeos por subniveles. La característica de este híbrido es el control de la estabilidad de la baja calidad de roca en las cajas mediante el uso oportuno del relleno detrítico, el cual minimiza las aberturas generadas por los disparos de los taladros largos, y mantiene una distancia horizontal mínima de trabajo entre la cara libre del tajeo y el del talud del relleno.

Este método consiste en arrancar el mineral a partir de subniveles de perforación mediante disparos efectuados en planos verticales, con taladros largos negativos perforados desde el subnivel superior, realizando un relleno continuo en función al avance de la explotación, manteniendo un span constante del pie del talud hacia la cara libre, con la finalidad de controlar la estabilidad del tajeo en toda su longitud.

La preparación consiste en ejecutar una rampa central de acceso a los *bypass* en cada nivel principal e intermedio, a partir de los cuales se generan accesos a los subniveles en veta distanciados equidistantemente. Entre subniveles se tiene una separación vertical fija que conforma la altura de los bancos que se minan con perforación (negativa y positiva) de taladros largos. Los disparos son secuenciales en cada tajeo por tandas. La limpieza de mineral se realiza con *scooptram* a control remoto (telemando) hacia los echaderos (*Ore Pass*) ubicadas en las intersecciones de cada acceso con el subnivel.

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

2.5.3 DATOS TÉCNICOS EQUIPO DE PERFORACIÓN

- Equipo Nautilus equipado con perforadora Montaberth HC-50
- Rotación de 360° con ángulo de inclinación hacia delante y atrás
- Perforación radial y paralelo
- Barras adaptables R32, T38
- Longitud de barras de 3 pies
- Diámetro de perforación de 64 mm
- Anclaje superior e inferior

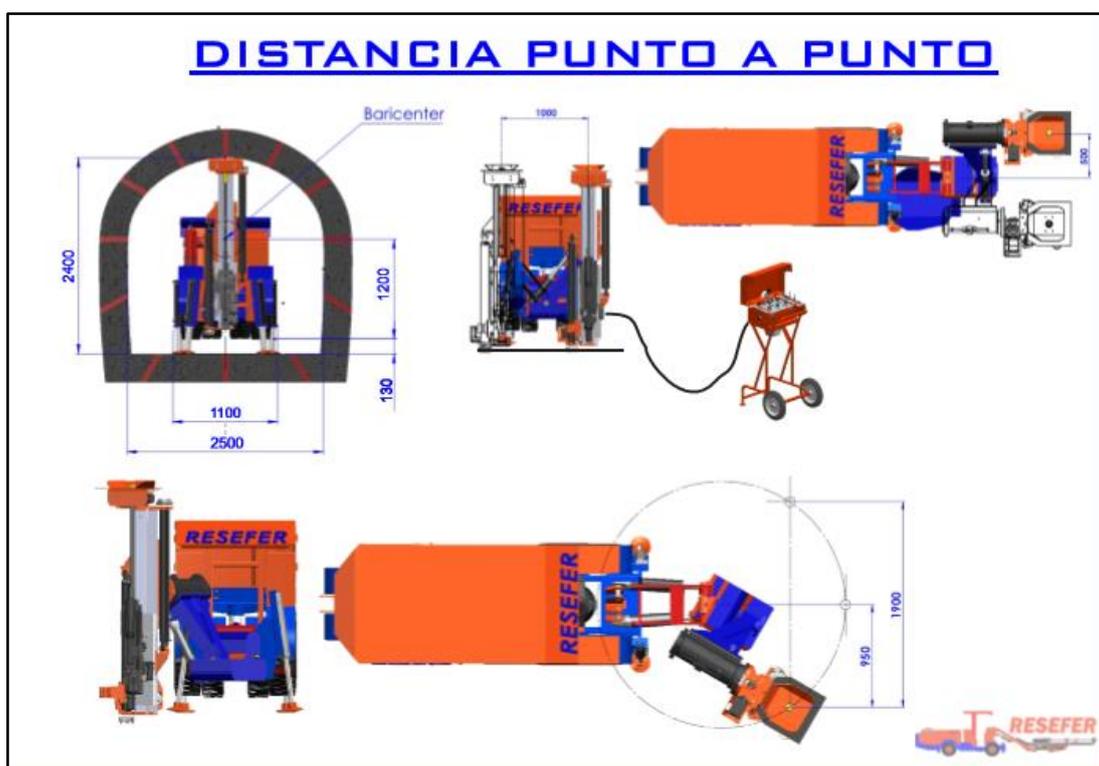


Figura N° 12: Datos de dimensiones del equipo de perforación

2.5.4 PLANEAMIENTO (PARÁMETROS DE DISEÑO)

El plan de minado es realizar como primer paso el subnivel superior en sección (2.4m x 3.0m), desde la rampa principal o galería principal y luego ejecutar el subnivel inferior con sección (2.4m x 3.0m). El diseño contempla cámaras de refugio del personal operador de *scooptram* en sección (1.2m x 2.2m) Los bancos de explotación son de 20 metros de longitud. La limpieza y extracción de mineral se utiliza *scoops diésel* de 2.2 yd³ de capacidad con telemando y el **block** completo de longitud de 250 m, de disgregación en distancias

recomendadas por las áreas de geomecánica y planeamiento que es 20 m de explotación y 3 m de puente. Una vez realizada la etapa de limpieza de mineral; se rellena los tajos con desmonte proveniente principalmente de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado.

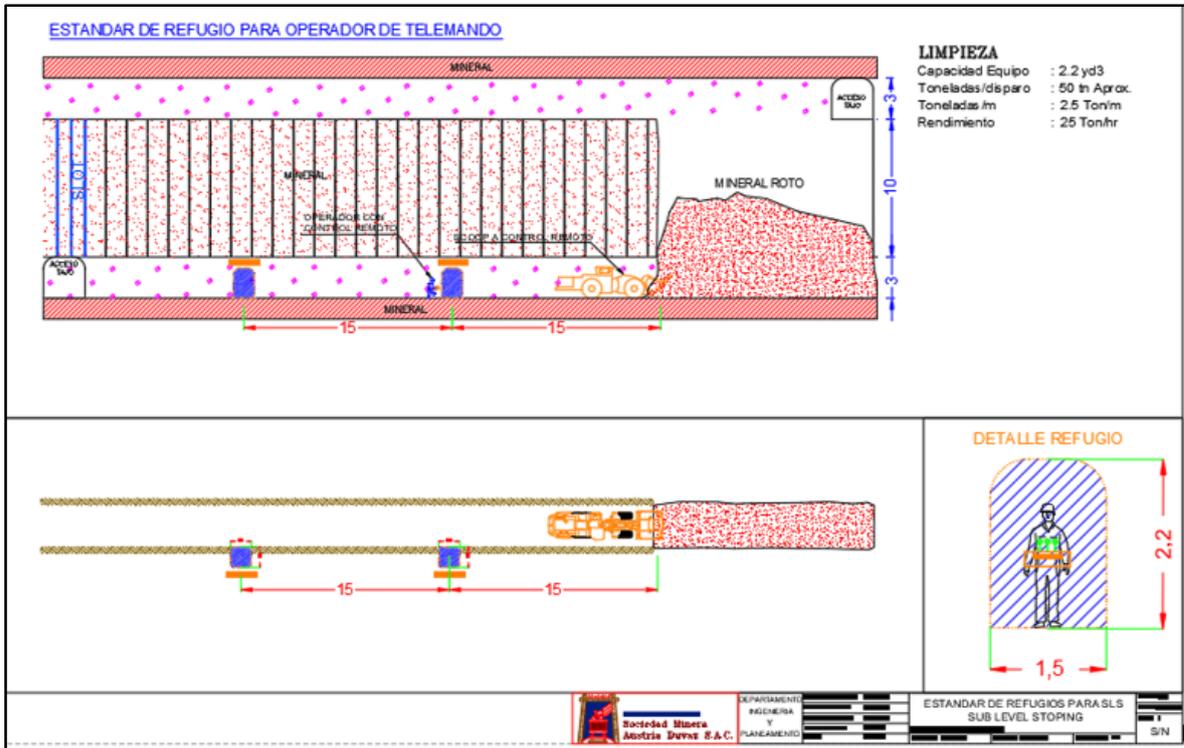


Figura N° 13: Estándar para los refugios

2.5.5 LABORES DE DESARROLLO Y PREPARACIÓN

Labores de desarrollo

La implementación del método conllevará a realizar cambios en las dimensiones de sección de las labores de desarrollo ya sea para el tránsito de equipo y sistemas de ventilación.

Al confirmar los recursos minerales por tamaño de la mineralización y sus respectivas leyes, se desarrolla la mina mediante una rampa negativa de 3.50 m x 3.50 m de sección, que en este caso es la Rp (-) 560 lo cual está orientado con respecto a la veta, con el objetivo de acceder por subniveles inferiores según sea el caso, la rampa se realizará con una gradiente de -12% en los tramos rectos y -6% en las

curvas. A partir de la rampa se realizarán los subniveles y con la finalidad de interceptar la veta.

Labores de preparación

Los trabajos de preparación consisten en diseñar en el terreno la forma de cómo extraer el mineral mediante un método de minado (*Bench and Fill*), para este caso generalmente se preparan subniveles y accesos desde los cruceros y *bypass* respectivamente.

Desde los cruceros en cada nivel se ejecutan los subniveles sobre veta a todo el ancho de la estructura con 1% de gradiente, conectados a los *bypass* por accesos de 3.0 m x 3.0 m de sección y 1% de gradiente, de 250 m de longitud, conformando los bloques de explotación independientes, que permiten las actividades cíclicas de perforación, la limpieza y el relleno detrítico cumpliendo con el span del diseño en el avance del banqueo de los tajos.

Evaluación económica

Se tomó el tajeo 560 – 3E para realizar cálculos proyectados en la implementación de taladros largos, el costo operativo en la mina Austria Duvaz resulta 20.21 US\$ /Ton. los cuales se detallarán más adelante.

2.5.6 CICLOS DE MINADO EN TAJEO CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS

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

Para lograr este objetivo es importante implementar los controles operativos de la explotación por Taladros Largos, obteniendo de la data procesada y analizada, las oportunidades de mejora. Los principales controles en Taladros Largos son: **desviación, dilución,**

fragmentación, recuperación, factor de potencia y voladura secundaria.

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

1. Avance de subnivel inferior y sostenimiento con *split*

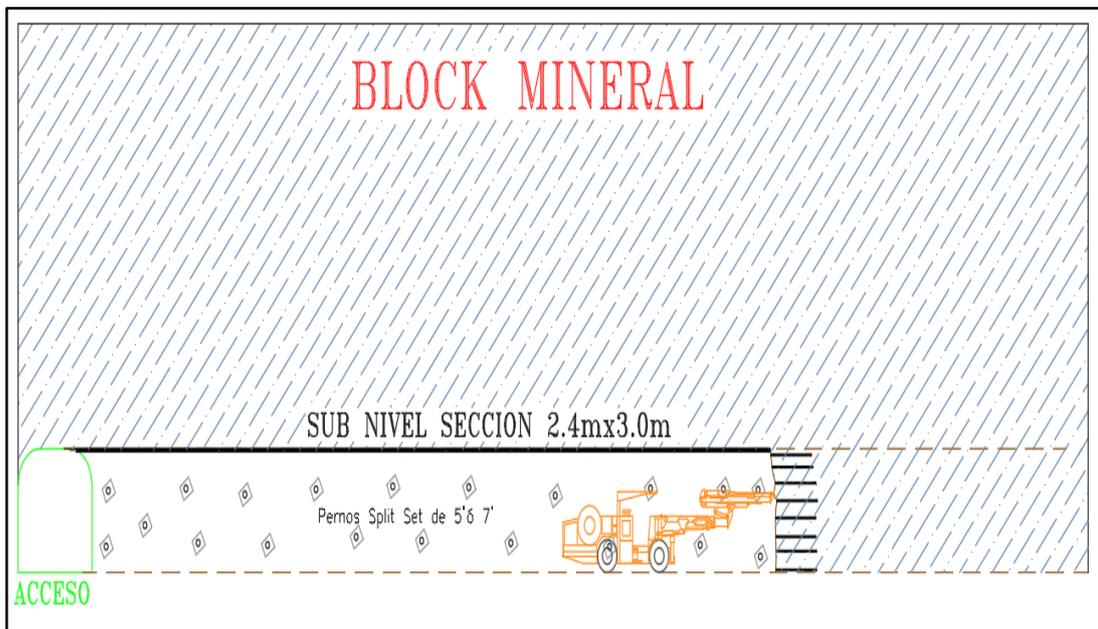


Figura N° 14: Avance de subnivel inferior

2. Avance de subnivel superior

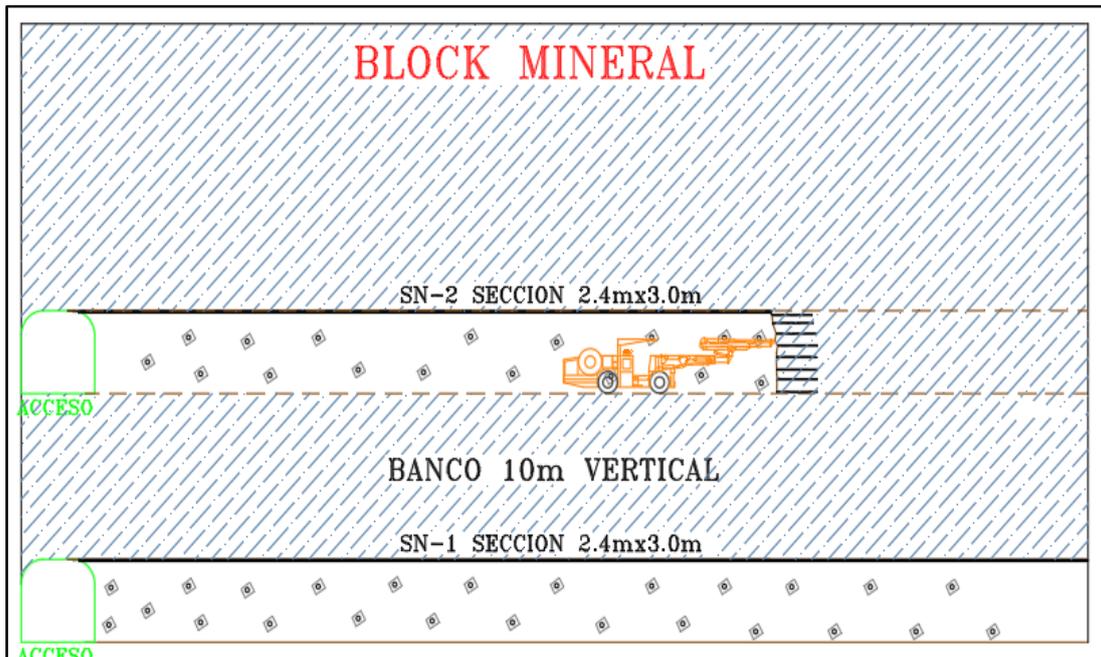


Figura N° 15: Avance de subnivel superior

3. Perforación de Slot con Nautilus Taladros Largos

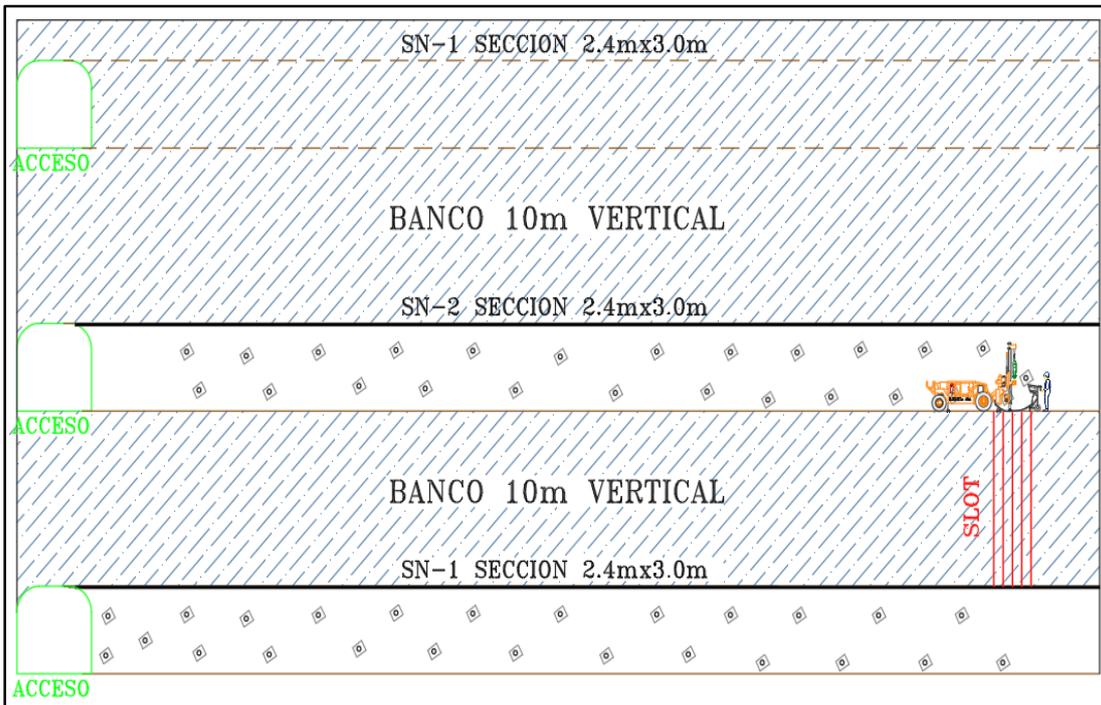


Figura N° 16: Perforación de Slot

4. Perforación Taladros de Producción con *Nautilus*

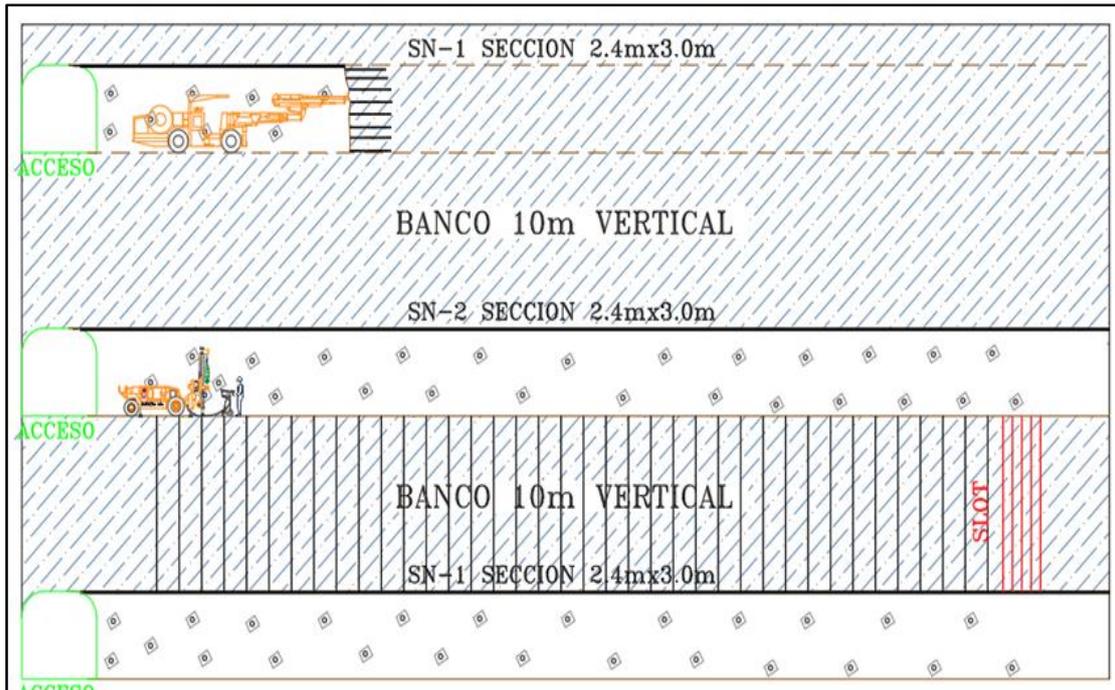


Figura N° 17: Perforación de Taladros de Producción

5. Voladura de *Slot* (cara libre)

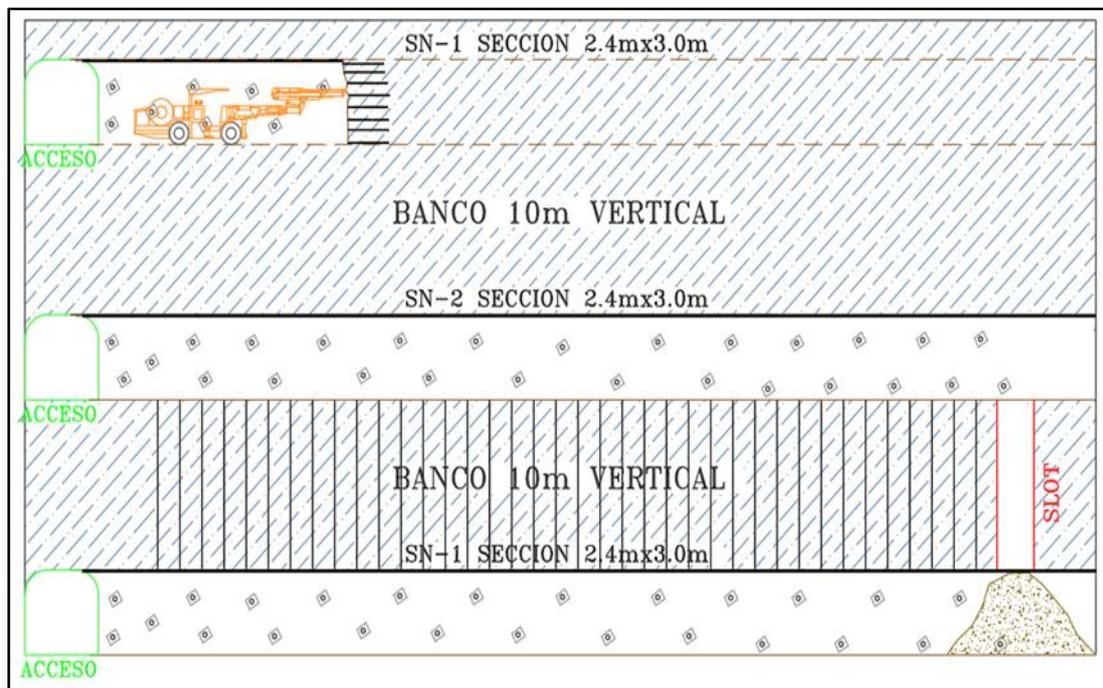


Figura N° 18: Voladura del *Slot*

6. Voladura y Limpieza de Taladros Largos

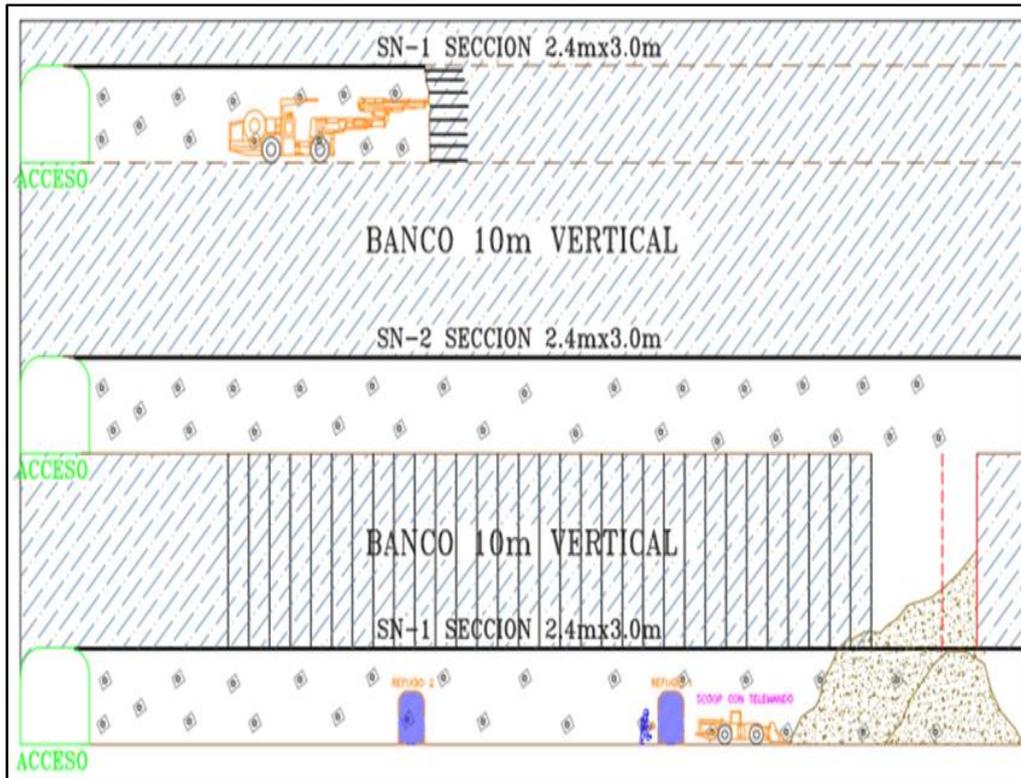


Figura N° 19: Limpieza de Mineral

7. Pilares de estabilidad

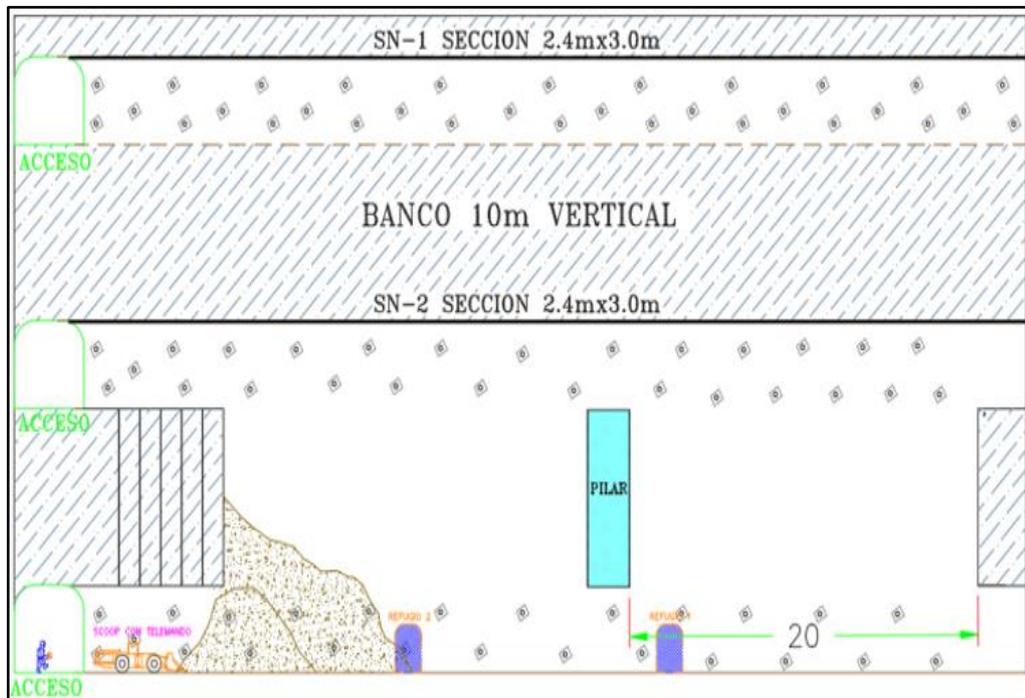


Figura N° 20: Pilar de estabilidad

2.5.6.1 PERFORACIÓN

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

Algoritmo de Langefors

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

Determinación del Burden y Espaciamiento, utilizando el **Algoritmo de Langefors** (mejorado y modificado).

calculo de burden según la formula de langefors

$$B1_{max} = (D/33) \times \sqrt{(dc \times PRP) / (c \times f \times (E/B))}$$

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

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

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

| LEYENDA | |
|-------------------|---|
| B _{máx.} | Burden Máximo |
| D | Diametro del taladro (mm) |
| C | Constante de la roca se toma lo siguiente: c=0.3 + 0.75 Rocas medias c=0.4 + 0.75 Rocas duras |
| f | Factor de fijación Taladros verticales f: 1.00 Taladros inclinados - 3:1 f: 0.90 Taladros inclinados - 2:1 f: 0.85 |
| E/B | Relación entre Espaciamiento y Burden |
| dc | Densidad de carga (g/cm ³) |
| PRP | Potencia relativa en peso del explosivo |

- Diámetro de taladros (D) : 127 mm
- Constante de la Roca (C) : 1.15
- Factor de Fijación (f) : 0.85
- Relación (E/B) : 1.10
- Densidad de carga (dc) : 0.76 gr/cm³
- Potencia relativa en peso del explosivo (PRP): 1.10
- Longitud de taladro (L) : 11 m

Espaciado (E) : 1.10 m

Burden (B) : 0.70 m

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

Se trabaja con una malla inicial tipo cuadrada de 1.25 metros de *burden* y espaciamiento.

Malla de perforación del *Slot* (Taladros Largos)

Al diseñar las secciones de perforación, según el procedimiento generalizado, se toma en cuenta: el *burden* y espaciamiento calculado anteriormente, el contorno geológico actualizado en la labor, el levantamiento topográfico actualizado, la ubicación de la veta y la característica del equipo disponible para perforar. Para asegurar la salida de las filas, los taladros de cada sección se perforarán según lo recomendado por planeamiento.

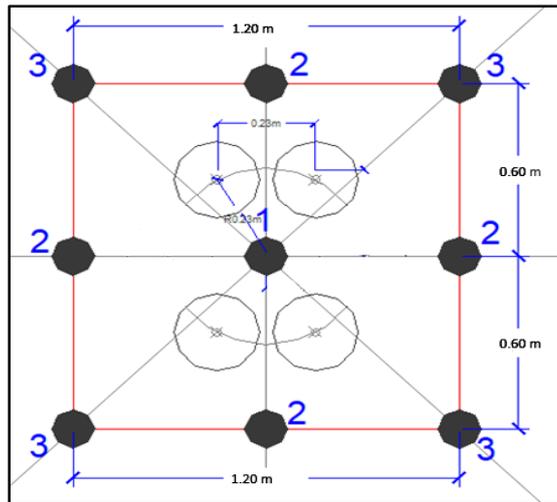


Figura 21: Diseño de Malla de Perforación para Slot

- En la perforación por las condiciones de la roca, se coloca tuberías de PVC de 2" Φ , taponeándolas adecuadamente.
- En la perforación de la chimenea *Slot* de la cara libre del tajeo de sección 1.20 x 1.20 m, se debe usar la barra guía antes de la broca, y esta broca tiene que ser del tipo *drop center*, para minimizar las desviaciones y cruces de taladros. Usar brocas rimadoras de 5 pulgadas de diámetro (127 mm) en cara libre.
- En el plano de perforación, el operador debe indicar lo más exacto posible la longitud de perforación, la presencia de vacíos y agua. Datos necesarios en la voladura para el proceso de carguío. El rendimiento mensual requerido del jumbo *Nautilus psa*.
- El nivel de perforación debe reunir las condiciones necesarias para una buena perforación como: sección de acuerdo a la altura del equipo, el techo y piso lo más horizontal posibles y limpio. Las marcas topográficas para ubicar los puntos de los taladros a perforar, tienen el siguiente estándar:

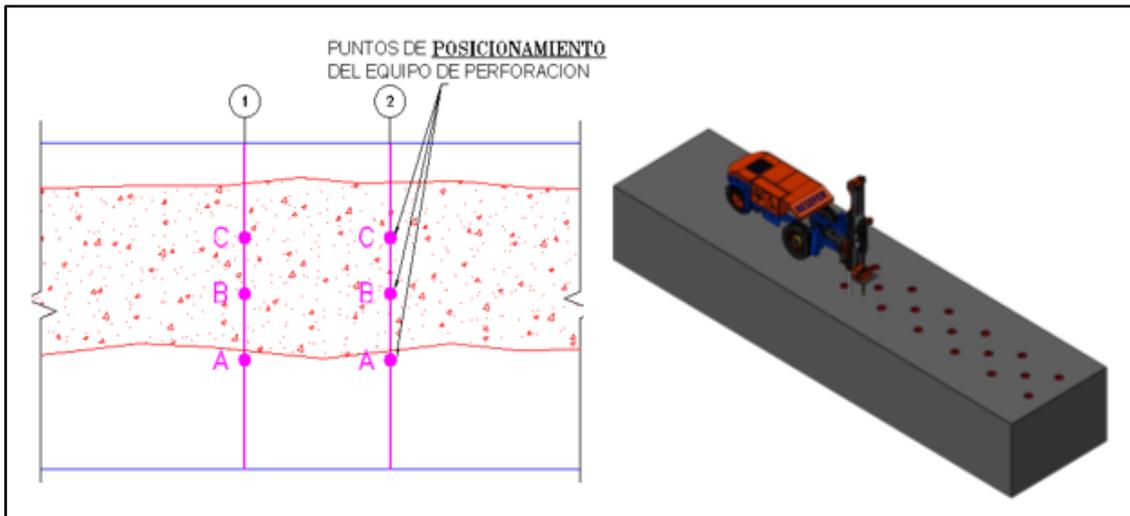


Figura N° 22: Diseño de la sección y la colocación de puntos para su perforación

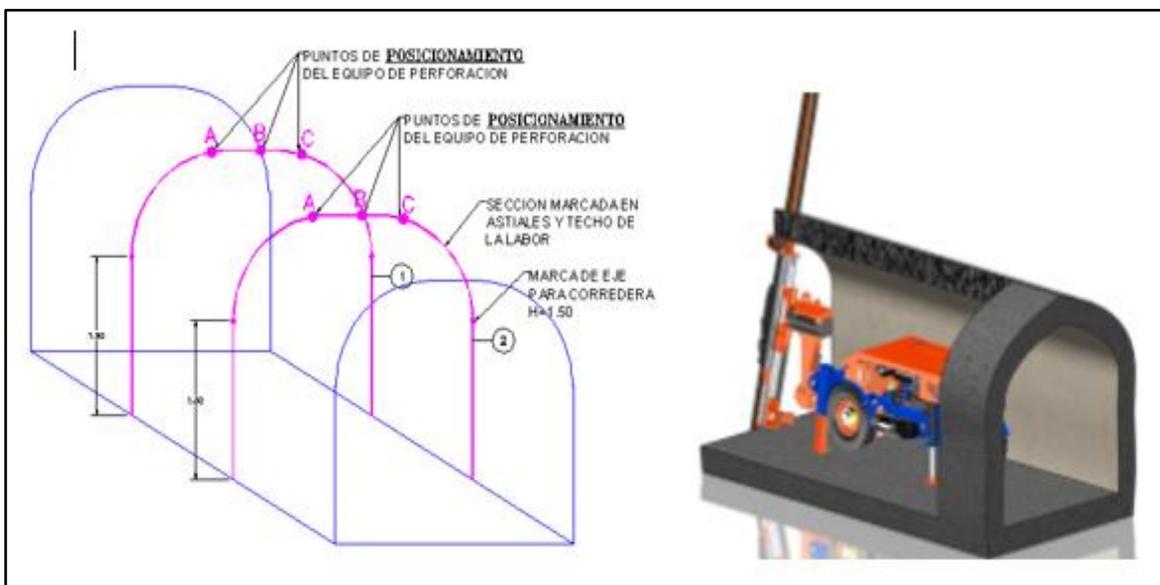


Figura N°23: Posicionamiento del equipo para su perforación

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

Desviación de Taladros Largos

En la perforación de Taladros Largos, se tienen los siguientes factores que afecta a la desviación de los Taladros.

- 1.- La incorrecta posición del equipo de perforación.
- 2.- Cuando la superficie a perforar no es plana, se desvía el taladro.
- 3.- Error de inclinación o alineamiento.
- 4.- Desviación del taladro, puede ocurrir por penetrar geodas o estratos que cambian su dirección.
- 5.- La longitud incorrecta del taladro, ya sea en exceso de perforación, influye en el incremento de los costos de perforación y voladura.
- 6.- Falta de estándar de la labor, altura mínima requerida es de 3.0 m.

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

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

| PERFORACIÓN TAJEO 560 - 3E VETA LA PAZ | |
|--|-----------------------|
| Equipo | Jumbo Nautilus PSA |
| Longitud de Perforación | 11 mts |
| Diametro de Perforación | 64 mm |
| Dirección de Perforación | vertical |
| Subnivel de Perforación | Gal. 586, SN 560 - 3E |
| Espaciamiento malla | 1.1 mts |
| Burden malla | 0.70 mts |
| Desviación de Taladro | 2% |
| Disponibilidad Mecanica | 85% |

2.5.6.2 VOLADURA

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

Variables no controlables

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

Variables controlables

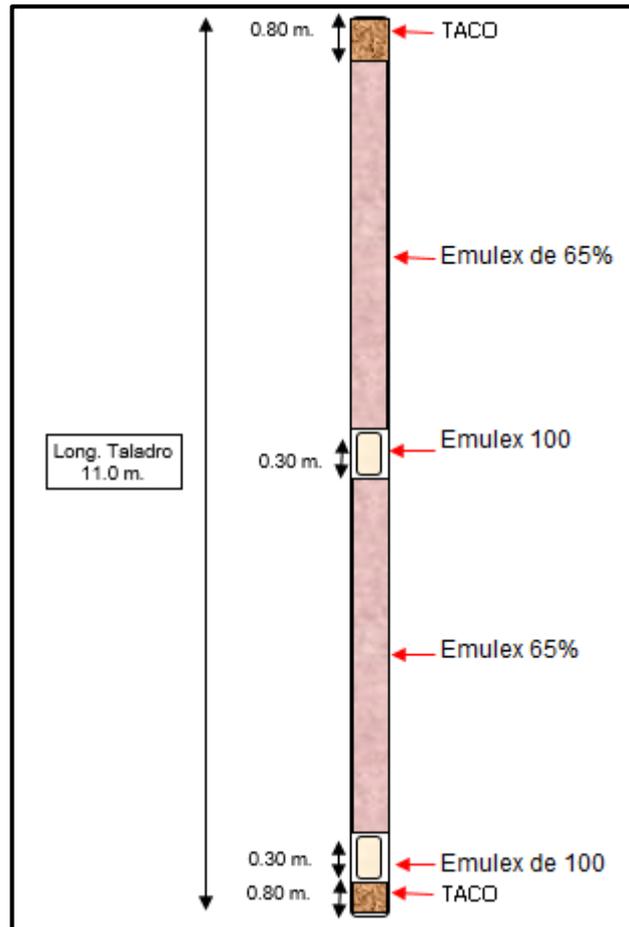
- Geométricas, (*burden*, espaciamiento, diámetro, longitud de taladros)
- Físico-Químicas (densidad, velocidad de detonación, volumen de la mezcla explosiva)
- De tiempo (retardo y secuencia)
- Operativos (experiencia del personal, fragmentación requerida)

Explosivos:

- ✓ Emulex 100% 1 ½ x 12"
- ✓ Emulex 80% 1 ½ x 12"
- ✓ Emulex 65% 1 ½ x 12"

Accesorios:

- ✓ Exanel Ms 3, 6, 8, 10, 12 y 15 m
- ✓ Exanel Lp 3, 6, 8, 10, 12 y 15 m



Columna de carga explosiva

- Antes de proceder al carguío de taladros este debe ser constatado que esté limpio sin detritos y ser medido para realizar el diseño de carguío real tanto en la carga como de secuencia de salida del disparo.
- Se procederá a la colocación de tacos, la longitud será la misma distancia del *burden*.
- Luego se realizará el encebado o primado del iniciador.
- De realizar el carguío correspondiente, llenando la columna explosiva con Emulex 65% 1 ½" x 12.
- El taco superior también será llenado de detritos.
- Se realizará el amarre de los exaneles con el cordón detonante, y la iniciación rápida (carmex).

Este trabajo se realizará con el personal capacitado o especializado.

La secuencia de la voladura debe realizarse en forma de retirada partiendo de un extremo en rebanadas verticales en todos los subniveles de perforación, esto va a dar estabilidad en el área de trabajo, haciendo que los bloques in situ trabajen como enormes pilares.

No debe trabajarse bajo ninguna circunstancia sin el plano de levantamiento topográfico de los taladros y sin la hoja de carga autorizada por el Jefe de Sección, en el que el disparador cumpla el protocolo de carguío donde registra la cantidad del explosivo utilizado y resultados del disparo.

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

2.5.6.3 EXTRACCIÓN O LIMPIEZA

Una vez disparado el corte vertical a toda la longitud definida del tajeo según el tipo de roca, se extrae el mineral hacia los echaderos con *scoop* de 1.5 yd³ – 2.2 yd³ con telemando, en los niveles inferiores las locomotoras transportan el mineral de los echaderos hacia el *pocket*, donde finalmente es izado hacia superficie por *skip*. En superficie, el transporte final hacia cancha de mineral en planta Puquiococha es realizado por volquetes de 25 ton.

2.5.6.4 SOSTENIMIENTO

Para labores temporales:

- Subniveles de preparación superior e inferior y accesos:
Malla electrosoldada más *Split set* para tipo de roca regular.

Para labores permanentes:

- Rampas: pernos helicoidales sistemático 1.2m x 1.2m

Se dejará pilar de 3 metros de longitud para controlar la estabilidad de hastiales o encajonante, dependiendo el comportamiento de la condición estructural. Una vez culminada la explotación del tajeo, el vacío generado es rellenado con material detrítico para mejorar la estabilidad del macizo rocoso.

2.5.6.5 RELLENO DETRÍTICO

Cuando se alcance con la limpieza del mineral roto el máximo *spam* permitido en los tajos de taladros largos, se procede inmediatamente al proceso de relleno con desmante con ayuda de equipos de bajo perfil (*scooptram*).

2.5.6.6 VENTILACIÓN

Las labores de avance, explotación y exploración requerirán ventiladores auxiliares, secundarios para su alimentación de aire al frente y rehabilitación de chimeneas, labores antiguas para la evacuación del aire usado.

Zona baja (1700 – 1600)

Po la incrementación de labores en las vetas Helga, piritosa y victoria en el Nv.1700 con respecto al Nv.1600 se deben de ir comunicando con chimeneas cada 60 metros de avance horizontal, así mismo se construirá un Rb y/o chimenea para el circuito de ventilación de la veta Victoria y San Pablo que conectará a superficie donde se instalará

un ventilador extractor de 60,000 cfm. Para mejorar la salida del aire usado a la vez disminuir el tiempo de ventilación de la zona baja.

Para el Tajeo 560 – 3E Veta La Paz

La ventilación permitirá dar seguridad y un lugar adecuado a los trabajadores para que puedan desempeñar sus funciones en la forma más eficaz con todas las condiciones que requieren.

| VENTILACIÓN TAJEO 560 - 3E VETA LA PAZ | | | |
|--|--------------------|------------------|------------------------|
| REQUERIMIENTO AIRE (Según Regl. Seg. Hig. Minera) | | | Caudal (m3/min) |
| Personal | 6 personas/guardia | 6 m3/persona/min | 36.00 |
| Equipos (scoop) | 182 HP | 3 m3/HP/min | 546.00 |
| Equipo (jumbo) | 53 HP | 3 m3/HP/min | 159.00 |
| TOTAL (m³/min) | | | 741.00 |
| TOTAL (CFM) | | | 26,168.19 |

Requieren 26,168.19 CFM. Este tajeo se está ventilando con el ventilador principal que es de 60,000 CFM y que ventila la mina Austria Duvaz.

2.5.6.7 DRENAJE

Las aguas subterráneas en interior de mina son producto de las filtraciones de las lagunas superficiales, estas aumentan a medida que se profundiza la mina, para ello se construye las cámaras de bombeo para poder evacuar las aguas mediante bombas estacionarias por tuberías de 2” del Nv. 1700 hasta el Nv. 1600, estas aguas se dirigen hacia el Túnel Kingsmill.

2.5.6.8 SEGURIDAD

El método de explotación por Taladros Largos en vetas angostas (*Bench and Fill*), tal como puede traducirse literalmente, genera espacios abiertos por derribo entre subniveles, para este caso son aberturas de 8 a 12 metros entre el piso del nivel superior y el piso del nivel inferior, por lo que existe el riesgo de caída de personas a distinto

nivel, descrito en el actual Reglamento de Seguridad Minera, D.S. 024-2016 EM. Para este caso, existen controles blandos preventivos como la señalización de advertencia a través de letreros en los pisos superiores, el cual nos indica el riesgo de caída; también existen señales prohibitivas a través de bloqueos sistemáticos como es la colocación de mallas en el nivel superior para evitar el paso del personal al espacio vacío y, finalmente existe el último control que es el uso de EPP, para este caso del arnés y las líneas de vida; el cual debe estar instalado de manera sistemática en todos los tajos para que el personal de perforación, voladura y/o supervisión los use cuando realizan sus respectivos trabajos.

Como primera recomendación es que todo el personal asignado debe elaborar el IPERC con actitud preventiva y proactiva en el mismo lugar de trabajo, identificar los riesgos a los que están expuesto ellos y los visitantes, seguidamente se deben eliminar las condiciones subestándares encontrados y, finalmente el supervisor debe tener la capacidad de revisar el documento y verificar in situ para luego dejar una recomendación escrita y liberar la zona de trabajo, indicando de esta manera que no existe riesgo de accidentarse en las labores de explotación por Taladros Largos.

La gestión de la seguridad en tajeo por subniveles con taladros largos es eficaz: el tiempo y la cantidad de personal y equipos expuestos a condiciones inseguras que produzcan accidentes en la etapa de explotación es menor que en otros métodos.

2.5.7 EVALUACIONES GEOMECÁNICAS PARA SU APLICABILIDAD (VETA LA PAZ)

Caja Techo

Con respecto a los sistemas de discontinuidades predominantes en el área de estudio se logró identificar hasta tres sistemas o familias de discontinuidades:

- 1- N 76° E con Dip 87° NW.
- 2- N 07° W con DIP 58° NE.
- 3- S 61°E con DIP 06 NE

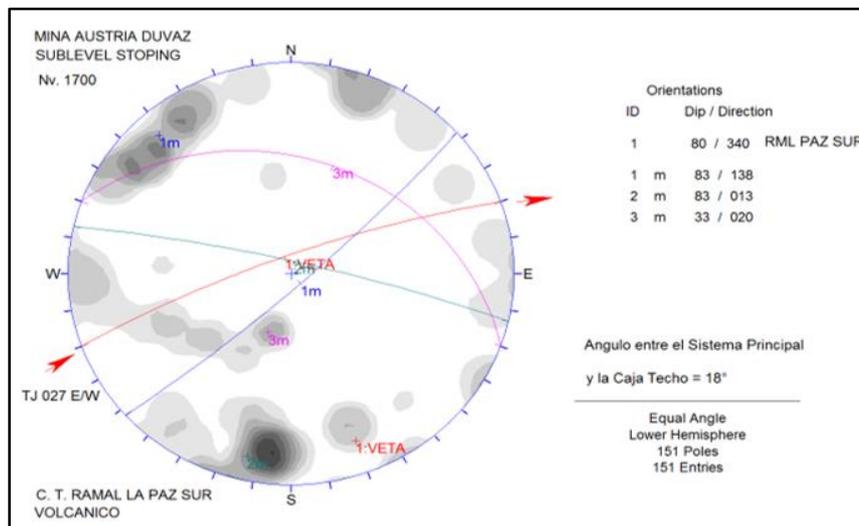


Figura N° 24: Gráfico de estabilidad para las discontinuidades

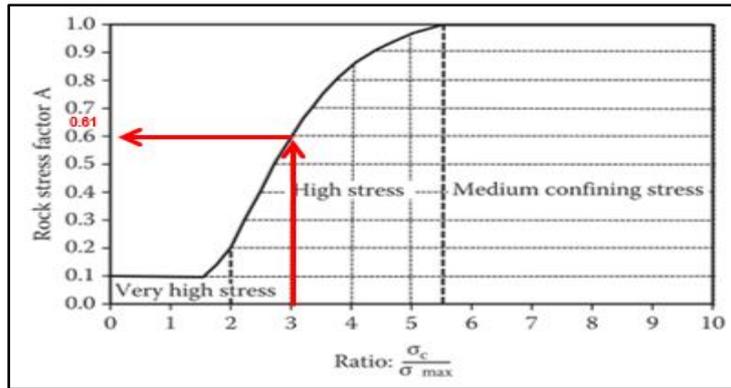
2.5.8 APLICACIÓN DEL GRÁFICO DE ESTABILIDAD

Parámetro Índice Q': El índice Q' se obtuvo en base a las características geomecánicas de las discontinuidades observadas en la caja techo, determinándose un Q' equivalente a 10.1

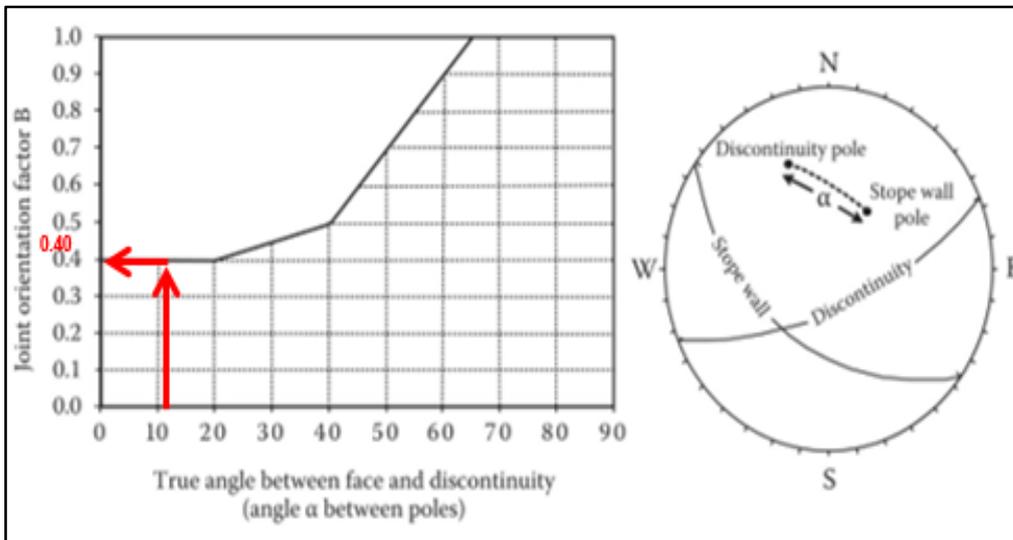
| Estructura | GSI | RMR | Q' | Q'-Aj. | Tipo Roca | Calidad de Roca |
|------------|------|-----|------|--------|-----------|-----------------|
| C. Techo | F/R | 60 | 10.1 | 7.6 | II-III | Buena |
| Veta | IF/R | 38 | 1.2 | 1.2 | III | Regular |
| C. Piso | MF/R | 51 | 5.2 | 3.8 | III | Regular |

Tabla N° 8: Clasificación geomecánica de Veta La Paz

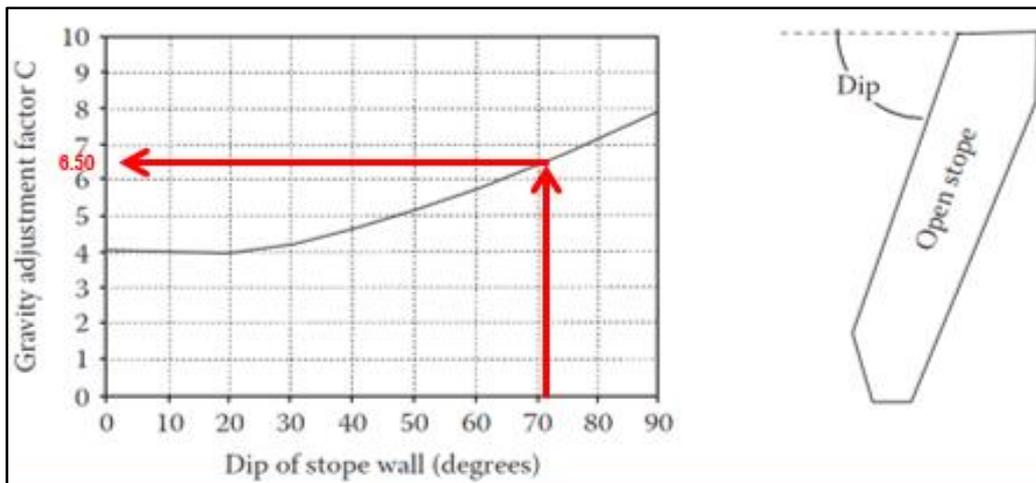
Parámetro A: (factor de esfuerzo en la roca)



Parámetro B: (factor de ajuste por discontinuidad)



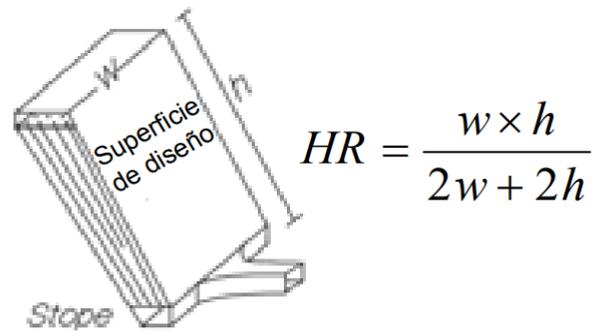
Parámetro C: (curva por ajuste gravitacional)



Hallando N': $N' = Q' \times A \times B \times C$ - Relacionando los valores tanto del índice Q' y los valores de los factores A, B y C se determinó el número de estabilidad (N') equivalente a **22.6**.

| Q' | A | B | C | N' |
|-----|------|------|-----|------|
| 7.6 | 0.46 | 0.40 | 7.1 | 9.93 |

Radio hidráulico de la Veta La Paz, relacionando las distancias se tiene:



| DIMENSIONES | STOPE 4 | STOPE 6 |
|-------------|---------|---------|
| L | 20.00 | 25.00 |
| H | 11.00 | 10.00 |
| RH | 3.1 | 3.67 |

Plano de Veta La Paz:

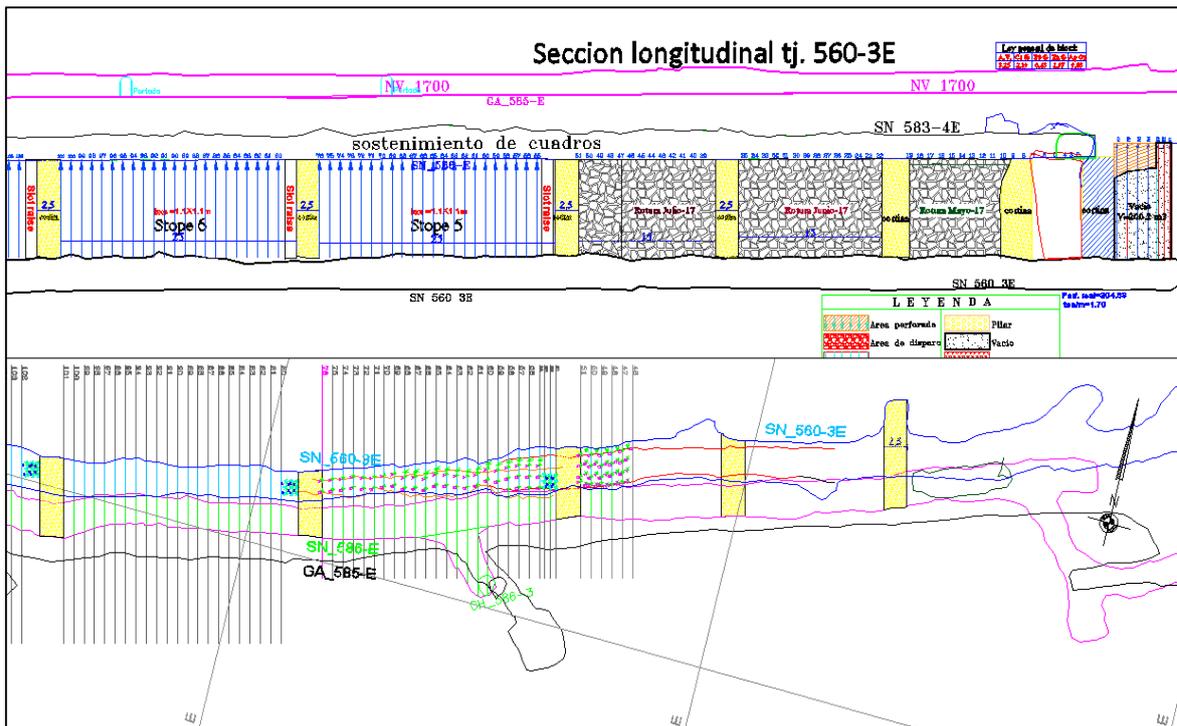


FIGURA N°25: Plano de la veta con los Stopes delimitando su estructura

Verificando la estabilidad de las paredes. De acuerdo a la relación N' y el Radio Hidráulico en la Veta la Paz – Tj 560:

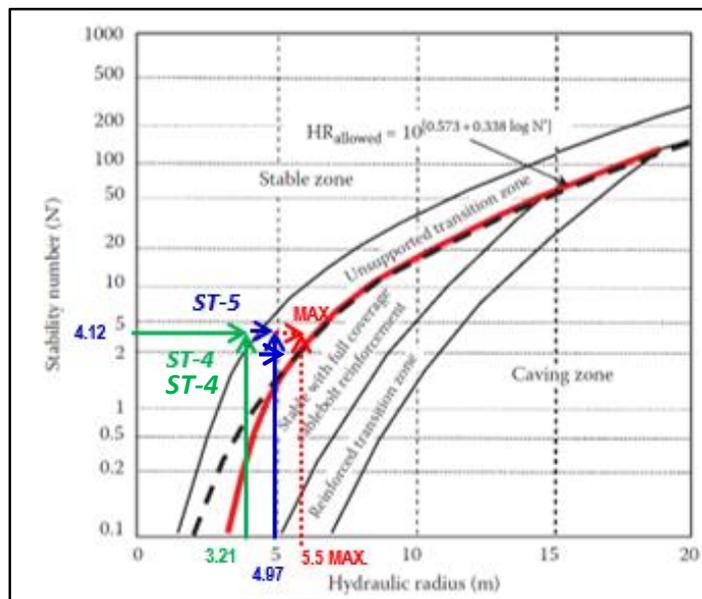


Gráfico de Estabilidad (Nickson, 1992). Para un N' de 22.6, y los radios hidráulicos (RH) de 3.21 para el TJ 560 – 3E, nos da condiciones de paredes estables sin sostenimiento en la Veta La Paz.

Sobreexcavación (ELOS). De acuerdo a la relación N' y el Radio Hidráulico se puede realizar una estimación empírica de sobreexcavación.

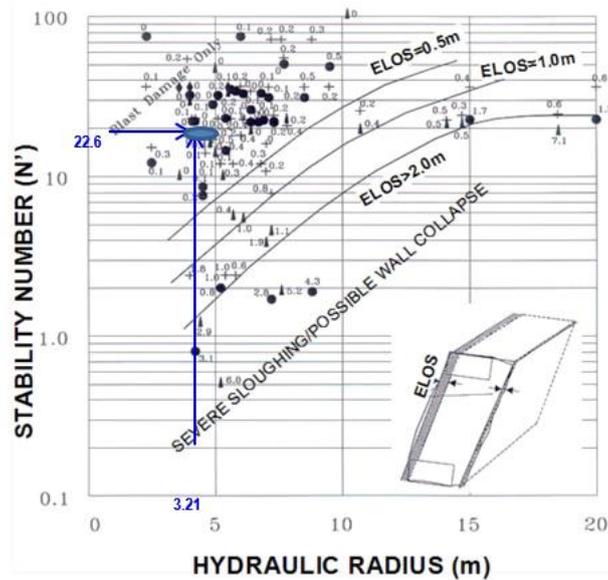


Gráfico de Estimación Empírica de Sobreexcavación (ELOS) (Clark, 1988). Lo que nos da una dilución por sobreexcavación de 0.5 a 0.7 m en la Veta La Paz.

2.5.9 SIMULACIÓN Y FACTOR DE SEGURIDAD

El factor de seguridad en el STOPE 4 está en promedio de 1.04, y se distribuye de la siguiente forma:

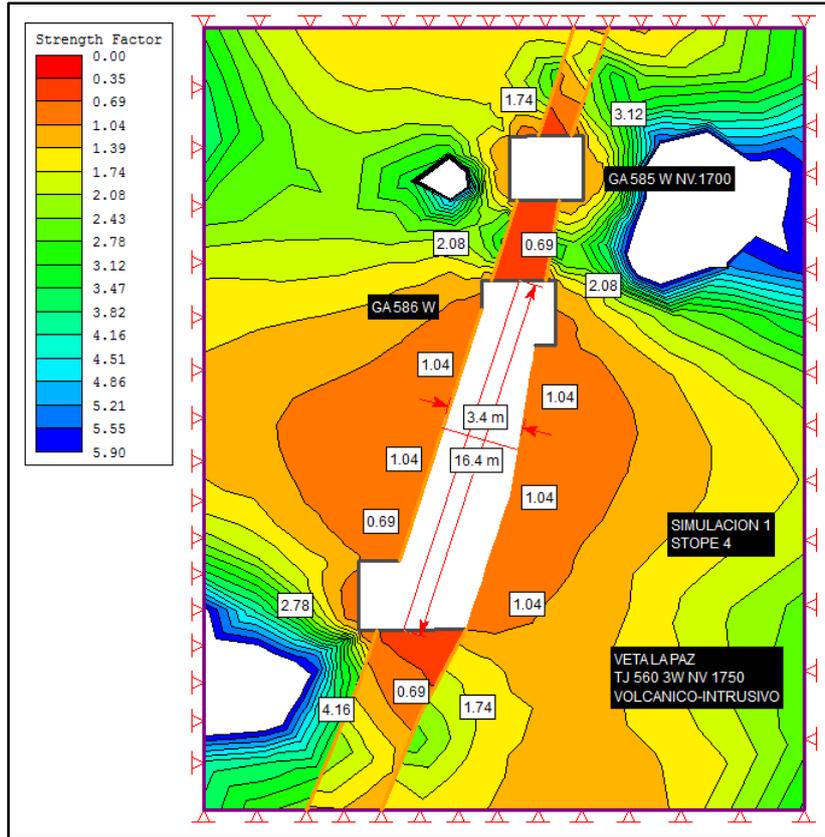


Figura N° 26: Con Phase2 muestra el factor de seguridad esperado

El factor de seguridad en el STOPE 5 está en promedio de 1.04, y se distribuye de la siguiente forma:

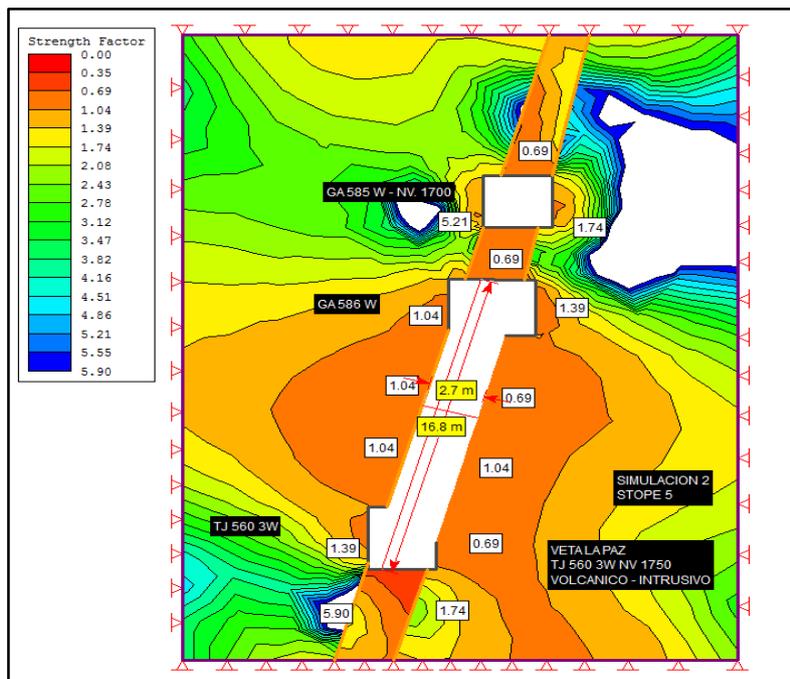


Figura N° 27: con Phase2 muestra el factor de seguridad esperado

Revisado la simulación del comportamiento del Banco de SLS, que figura con 15.50 metros de altura total, se obtiene un factor de seguridad de 1.04, en base al análisis de riesgo tenso, deformaciones en las condiciones más críticas de minado, con un factor de perturbación $D=0.8$.

El programa Phase2, determina esta condición de equilibrio límite en las cajas piso y techo con un factor de seguridad (F.S) de 1.04 el cual indica que en alturas mayores a 17.0 m se tendrían factores de seguridad por debajo de 1, que generarían deformaciones no controladas de las cajas, las que necesariamente tendrían que estar sostenidas antes de la apertura con pilares (cortinas cercanas) o presostenimiento de hastiales (cable *bolting*).

Finalmente, el tiempo de exposición por la altura determinaría el relleno inmediato de las cavidades extraídas del SLS, para evitar colapsos laterales con avenidas posteriores del techo.

CAPÍTULO III

MÉTODOLÓGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1 TIPO Y DISEÑO DE LA INVESTIGACION

3.1.1 Tipo de investigación

El tipo de investigación es aplicada, esta investigación busca obtener y conocer para hacer y para actuar.

3.1.2 Nivel de investigación

El diseño de investigación es descriptivo-explicativo, este describe los datos y características de la población o fenómeno de estudio, las investigaciones explicativas buscan especificar los fenómenos que son sometidos a una experimentación debido al contacto y observación directa.

3.1.3 Método de la investigación

A. Método general o teórico de la investigación

Se emplea como método general el método deductivo y analítico. **Método deductivo:** la implementación de taladros largos en vetas angostas; se analizó mediante datos de campo in situ y diseño de

controles óptimos para utilizar cada etapa realizada y para determinar el rendimiento del equipo in situ. El método analítico se utilizó para determinar la capacidad de perforación por guardia y día.

3.1.4 Diseño de investigación

Diseño general: experimental.

Diseño específico: preexperimental

3.2 POBLACIÓN Y MUESTRA

3.2.1 Población

La población es la Mina Morococha, U.M. Austria Duvaz, ubicada en el distrito de Morococha, provincia de Yauli en el departamento de Junin. Área accesible por la carretera central a 157 km de Huancayo y 151 km de la capital Lima.

3.2.2 Muestra

Es representada por la veta La Paz y el nivel de operación NV 1700, Subnivel 560 - 3E, para acceder debemos trasladarnos desde la bocamina Nivel 400 por medio del crucero “Carlos Reinaldo” hasta el pique 740 donde se ubican las jaulas de izaje con capacidad de 6 personas cada una, las cuales nos llevarán hasta el nivel 1700 donde se encuentra nuestra muestra de estudio Veta La Paz.

3.3 VARIABLES

La variable de la investigación es:

| VARIABLE | DEFINICIÓN CONCEPTUAL | DIMENSIÓN | SUB-DIMENSIÓN | INDICADORES |
|---|---|---|---|--|
| Aplicación de taladros largos en vetas angostas | Es un método de explotación de gran volumen por medio de equipos que realizan perforaciones con diámetros variables de 64mm hasta 127 mm de longitud de 8 metros hasta 30 metros, realizan con equipos, electrohidráulicos denominados jumbos, que existen fabricantes como sandvick y atlas copco, como también otros fabricantes teniendo equipos híbridos. | Es un método de explotación de gran volumen por medio de equipos que realizan perforaciones con diámetros variables de 64mm hasta 127 mm de longitud de 8 metros hasta 30 metros. | Evaluación Geomecánica del macizo rocoso. | <ul style="list-style-type: none"> • Caracterización del macizo rocoso. • Radio hidráulico |
| | | | Evaluación geológica | <ul style="list-style-type: none"> • Leyes equivalentes de mineral. |
| | | | Evaluación de equipos | <ul style="list-style-type: none"> • Dimensión de las labores de extracción. • Tipo de equipo de perforación. |
| | | | Evaluación de costos operativos | <ul style="list-style-type: none"> • Costo de sostenimiento. • Costo de perforación. • Costo de voladura. • Costo de limpieza y relleno. |

Tabla N° 9: Operacionalización de la variable

3.4 TÉCNICAS E INSTRUMENTOS DE RECOLECCIÓN DE DATOS

La investigación utilizó la técnica de observación de los equipos en el laboreo in situ para extraer datos de interés para esta investigación. También se utilizó la técnica de la documentación bibliográfica para obtener datos de interés para la investigación y finalmente la técnica de procesamiento de datos basado en cálculos operativos de cada proceso unitario.

3.5 MATERIALES Y EQUIPOS

Para la obtención de datos reales de campo se utilizaron los siguientes materiales.

1. Libreta de apuntes
2. Lapiceros
3. Lápiz
4. Calculadora
5. Flexómetro
6. Pintura o espray
7. Cámara digital

Para la realización de trabajo en gabinete se emplearon los siguientes materiales y equipos.

1. Computadora hp core i5
2. Bibliografía
3. Impresora multifuncional
4. Protactor

3.5.1 DATOS

Datos topográficos

Datos geomecánicos

Leyes de mineralización

Datos de producción

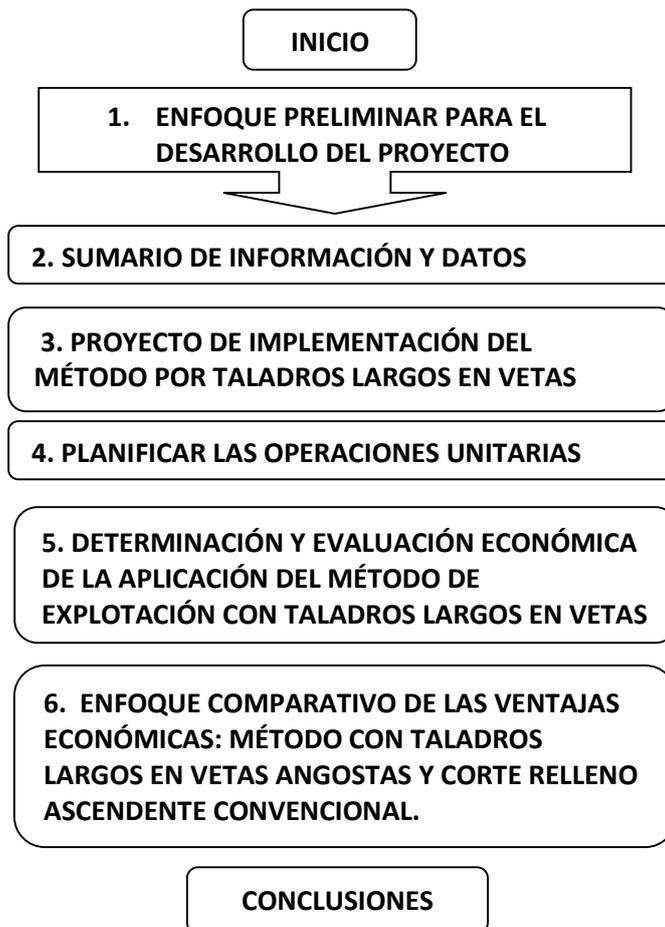
Operaciones unitarias

CAPÍTULO IV

MÉTODO DEL DESARROLLO DEL PROYECTO

4.1 MÉTODO Y PROCEDIMIENTOS

El proceso y la metodología se muestran en el flujograma de secuencia como se observa.



4.1.1 SECUENCIA

La secuencia utilizada para la determinación de las ventajas del método por taladros largos en vetas angostas con el método corte y relleno ascendente en la U.M. Austria Duvaz Morococha se detalla en lo siguiente.

4.1.2 ENFOQUE PRELIMINAR PARA EL DESARROLLO DEL PROYECTO

En el nivel 1700 se hizo el reconocimiento del subnivel 560 – 3E “Veta La Paz” se realizó un estudio geomecánico y geológico preliminar en el cual se obtuvieron resultados preliminares por lo cual se dieron características del macizo rocoso y el tipo de mineralización lo cual dio paso para el diseño del block mineralizado y de importancia económica. De la misma forma se identificaron las operaciones unitarias que son: perforación, voladura, limpieza, acarreo, transporte. Como también verificar los servicios auxiliares (agua, aire, ventilación) para evitar inconvenientes al momento de aplicar el método.

4.1.3 SUMARIO DE INFORMACIÓN Y DATOS

Se realizó una recopilación de información del método por taladros largos en vetas angostas, las condiciones de su aplicabilidad, costos – rentabilidad teniendo citas bibliográficas, textuales, revistas como también información virtual utilizando Internet, lo cual ayudó a preceptuar y tener un panorama más amplio del ciclo de minado y equipos a utilizar.

4.1.4 PROYECTO DE IMPLEMENTACIÓN DEL MÉTODO POR TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS

Las áreas de geología y geomecánica brindaron toda la información de los estudios preliminares realizados al área de planeamiento e ingeniería, dicha área planteó parámetros de diseño de minado para realizar la preparación y explotación sistemática del método de explotación con taladros largos (vetas angostas).

4.1.5 PLANIFICAR LAS OPERACIONES UNITARIAS

El ciclo de minado se proyectó por el área de planeamiento, realizando la supervisión y cumplimiento en el área de mina.

4.1.6 DETERMINACIÓN Y EVALUACIÓN ECONÓMICA DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS

Se realizó un análisis de costos el cual influyó en los precios unitarios por cada actividad, realizados durante el proceso de minado, como también se realizó una comparación en cuanto a costos entre los dos métodos, el Corte Relleno Ascendente Convencional y Método de Explotación con Taladros Largos en vetas angostas, para la determinación más óptima.

4.1.7 ENFOQUE COMPARATIVO DE LAS VENTAJAS ECONÓMICAS: MÉTODO CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS Y CORTE RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

Desde el inicio de su aplicabilidad se realizó un seguimiento en las operaciones unitarias que conlleva el método. De esta forma se obtuvieron datos y resultados reales y óptimos. La información obtenida de los datos registrados se realizó in situ, de los parámetros que influyen en su aplicabilidad del método como son, mano de obra directa, materiales, equipos y servicios. Obteniendo la información se realizaron los trabajos en gabinete juntamente con el área de planeamiento en donde se determinaron los parámetros operacionales para el cumplimiento de productividad (ton/día).

4.1.8 RESULTADOS Y CONCLUSIONES

En base a los resultados obtenidos se define la rentabilidad del método concluyendo posteriormente con la toma de decisión en implementar el método en los subniveles posteriores.

4.2 PLANEAMIENTO E INGENIERÍA

4.2.1 DIANÓSTICO GEOLÓGICO EN LA VETA LA PAZ

Tiene un Rumbo N 65° E, con buzamiento de 80° N; su potencia varía entre 0.35cm y 2.50 m; se tiene minerales de **esfalerita, galena**, con algunas zonas de **galena argentífera**, la mineralización se presenta tanto en los volcánicos Catalina como en el intrusivo de monzonita hacia el oeste; las reservas se ubican por debajo del nivel 1700 y al este aún quedan reservas sobre el nivel 1600.

El nivel de fracturamiento varía de bajo a alto por lo que el sostenimiento se hace con pernos *Split set* y el armado de cuadros.

Hacia el este la veta La Paz se ramifica, formando importantes lazos cimoides, como sucede con el cuerpo Milagros en el extremo Este, además estas ramificaciones están asociadas a la unión con otros ramales mineralizados hacia el este.

En la parte oeste, con la cercanía de la veta Melchorita, también forman ramales mineralizados.

4.2.2 ACCESIBILIDAD

La veta La Paz se presenta desde el nivel 800 hasta el nivel 1750, en el nivel 800 y 1200 el minado se realizó por el método *shrinkage* dinámico, en el nivel 1400 y 1600 fue minado por el método Corte Relleno Ascendente Convencional, en la actualidad se cuenta con una rampa (-) 560 profundización que llega hasta el nivel 1750. De lo cual en el nivel 1700 se construyeron los subniveles sobre veta. SN 560 -3E al oeste explotado por el método Corte y Relleno Convencional y SN 560 -3E al este, su explotación será con el método de taladros largos a implementar.

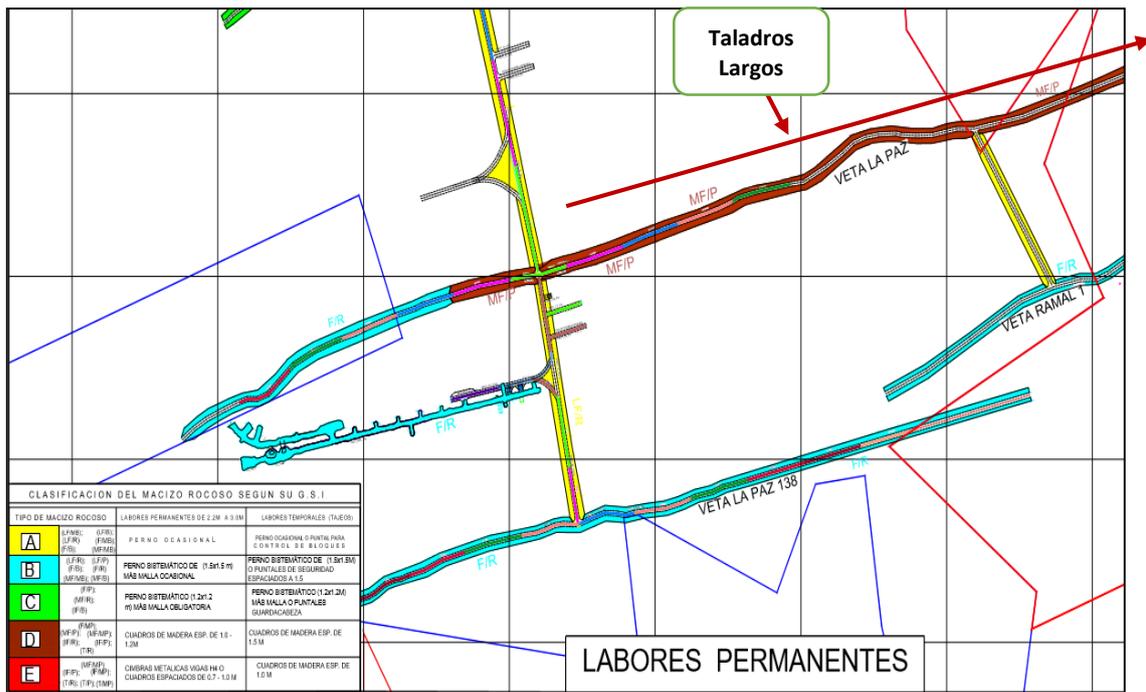


Figura N° 28: Block piloto para la aplicación de taladros largos

4.2.3 DESCRIPCIÓN DEL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN CON TALADROS LARGOS EN VETAS ANGOSTAS

Este método se aplica cuando las vetas tienen un buzamiento mayor a 50° y la calidad de roca de las cajas permiten el minado con una dilución dentro del rango planificado. El factor de dilución operacional promedio está en el rango de 8 - 10 %.

Este método se realiza en forma ascendente (de abajo hacia arriba), elaborando una rampa principal de Nivel a Nivel (50 m), con la finalidad de efectuar subniveles (en pisos de 10m); por un extremo se perfora el *slot* (chimenea) que generará la cara libre y los taladros de producción; a continuación, con voladura de bloques se inicia la explotación masiva; se realiza el relleno al cumplir la abertura máxima definida por el área geomecánica según la calidad de roca. Este método se desarrolla de manera porcentual o en partes para evitar generar condiciones subestándar por el vacío generado.

4.2.4 CRITERIOS CONSIDERADOS PARA EL DISEÑO DE EXPLOTACIÓN

El plan de minado es realizar como primer paso el subnivel superior en sección (2.4m x 3.0m), desde la rampa principal o galería principal y luego ejecutar el subnivel inferior con sección (2.4m x 3.0m) hasta llegar a la altura estimada (10m). El diseño contempla cámaras de refugio del personal operador de *scooptram* en sección (1.2m x 2.2m)

Los bancos de explotación son de 15 metros de longitud. En la limpieza y extracción de mineral se utilizan *scoops diésel* de 2.2 yd³ de capacidad con telemando y transportan el mineral hacia los *Ore Pass* o parrillas y luego a través del pique 740 el *Skip* (con capacidad de 2.5t, rendimiento de 15 baldes/hr) hacia la superficie, finalmente el mineral es trasladado a planta concentradora con volquetes de 25 ton. Una vez realizada la etapa de limpieza de mineral; se rellena los tajos con desmonte proveniente principalmente de los desarrollos y preparaciones para continuar con el ciclo de minado.

- ✓ La aplicación del método debe ser rentable y asegurar la productividad planeada, (TM/GDA) como también el costo de producción (\$/TM).

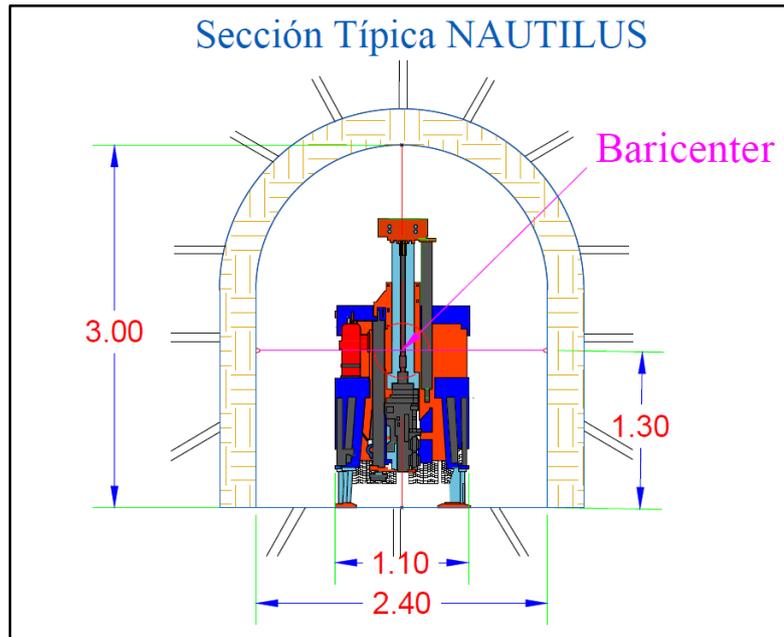


Figura N° 29: Dimensión del equipo con relación a la sección

- ✓ La implementación del método de comprender el ciclo de minado versátil, dinámico y seguro, en el momento de la explotación de la veta como también en la seguridad de los trabajadores.

4.2.5 PARÁMETROS DE DISEÑO DEL MÉTODO

Conforme a lo expuesto líneas arriba tenemos las siguientes características de diseño:

- 1 Accesos de perforación y limpieza
- 2 Subnivel superior: sirve para perforación vertical
- 3 Subnivel inferior: sirve para limpieza del mineral, equipo utilizado *scooptram* de 2.2 yd³ con telemando
- 4 Longitud abierta o radio hidráulico del tajeo de 20m, a esa distancia se considera el pilar de mineral in situ de 3 m a partir de la evaluación geomecánica de calidad de roca.
- 5 Relleno detrítico proveniente de material de desarrollo y preparaciones en desmonte cercanos a las zonas de explotación.
- 6 Taladros proyectados de producción con espaciamento 1.1 y burden de 0.7m
- 7 Proyección de las filas (2 filas) de disparo

- 8 Diseño de refugios cada 15m donde se colocará el operador del *scoop* con telemando para realizar la limpieza del material disparado.
- 9 Diseño de mallas de perforación con baricentro a 1.3m de altura de acuerdo al equipo de perforación, entrega de reporte a operador de *Nautilus* que contempla: número de taladro, distancia, cantidad de barras a usar, ángulo de perforación, número de fila, ratios, orientación de corte y gráfico esquemático.
- 10 Marcado de puntos de perforación, mallas, chimenea *slot* (cara libre), filas de producción por el área de topografía.
- 11 Control topográfico de perforación de taladros con levantamiento

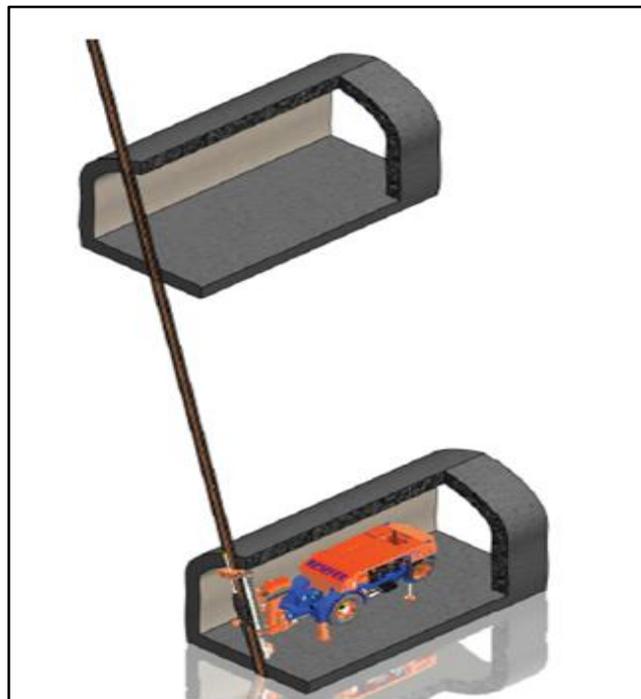


Figura N° 30: Perforación en vetas positivas y negativas

4.3 FORECAST CON EL MÉTODO DE TALADROS LARGOS (*BENCH AND FILL*)

1. Importantes metales, esfalerita, galena argentífera, esfalerita.

- ✓ Para la realización del costo de producción y operación se tendrá el *ForeCast* anual al aplicar el método de explotación por taladros largos en vetas angostas.

| ForeCast 2017 | | Proyeccion | | | | | | | | | | | |
|---------------|-----------|------------|------|------|-------|-------|--------|-------|--------|--------|--------|--------|---------------|
| ETAPA | Valores | Ene/Feb | Mar | Abr | May | Jun | Jul | Ago | Set | Oct | Nov | Dic | Total General |
| EXPLOTACION | Ton. Prog | | 432 | 500 | 2,177 | 4,532 | 12,070 | 8,875 | 11,792 | 11,927 | 11,483 | 11,537 | 75,325 |
| | %Cu | | 1.05 | 0.98 | 1.33 | 2.11 | 0.97 | 1.34 | 1.01 | 1.04 | 0.94 | 1.18 | 1.14 |
| | %Pb | | 0.66 | 0.84 | 1.00 | 0.64 | 0.62 | 1.06 | 0.77 | 0.80 | 0.83 | 0.79 | 0.79 |
| | %Zn | | 2.94 | 4.82 | 2.99 | 2.23 | 2.30 | 2.61 | 3.20 | 3.08 | 3.09 | 3.17 | 2.89 |
| | Oz Ag | | 5.07 | 5.56 | 3.65 | 4.80 | 3.72 | 4.89 | 3.78 | 3.87 | 4.01 | 3.81 | 4.03 |

Tabla N° 10: ForeCast con el método taladros largos (Bench and Fill)

- Cubicación del block SN 560 – 3E Veta La Paz

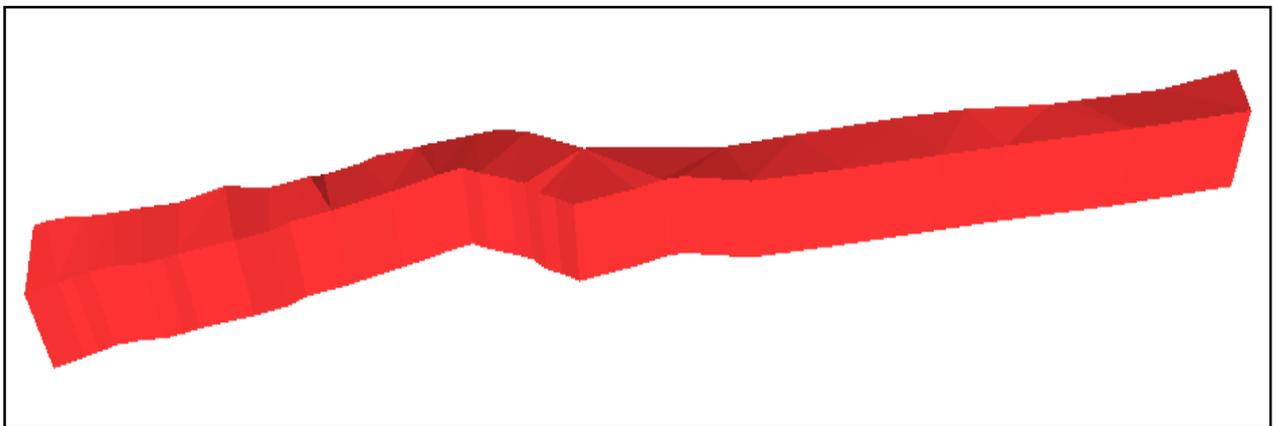


Figura N° 31: Modelamiento del block SN 560 – 3E

2. Volumen roto (Vr) = 6600 m³

3. Total de tonelaje cubicado (Tt) = Vr x densidad de mineral

$$Tt = 6600 \times 3.1$$

$$Tt = 20460 \text{ Tn}$$

4.4 COSTO OPERACIONAL DE LA APLICACIÓN DEL MÉTODO TALADROS LARGOS (*BENCH AND FILL*)

4.4.1 PERFORACIÓN

Cálculo de ratios de perforación

| | |
|--|---------------|
| Longitud de block perforados (Long. Corte) | 220 mts |
| Promedio de potencia de veta | 2.4 mts |
| Promedio de Altura de banco | 11 mts |
| Densidad del material | 3.1 m3 |
| Cantidad de taladros perforados | 18004.8 Ton |
| Cantidad de taladros perforados | 698 |
| Tonelaje roto / taladro | 25.79 Ton |
| Metraje de taladros perforados | 7678 mts |
| Tonelaje / metro perforado | 2.35 Ton |
| Pies perforados | 25183.84 pies |

Tabla N° 11: Datos para el cálculo

| | | |
|---------------------|-------|-------------|
| RESEFER EIRL | | |
| Rendimiento | 80.00 | Mts/guardia |
| Días trabajados | 90 | |

✓ Costo unitario - Equipo de perforación

| Equipo | Cant | Mts. Perf | PU (\$/m) | Costo \$ |
|------------------|------|-----------|-------------|-------------|
| Nautilus | 1 | 7678 | 12 | 92136 |
| sub Total | | | | 5.12 |

Tabla N° 12: Costo unitario - Equipo de perforación

| MATERIAL | Cant | Unid | PU Tarifa \$ | Sub Total |
|-------------------------------------|------|----------|-------------------|--------------|
| BARRAS T38 1.20 MT, vida util 480 m | 170 | unidades | 120 | 20400 |
| BROCAS 64 MM, vida util 180 m | 45 | unidades | 89 | 4005 |
| SHANK ADAPTER, vida util 500 m | 15 | unidades | 171 | 2565 |
| TUBO GUIA 1.2 MT, vida util 400 m | 19 | unidades | 210 | 3990 |
| RIMADOR DE 127 MM, vida util 90 m | 58 | unidades | 190 | 11020 |
| sub Total | | | | 41980 |
| costo / tonelada | | | US\$ / TMS | 2.33 |

Tabla N° 13: Precios unitarios de materiales de perforación

| | | |
|-----------------------------------|-------------------|-------------|
| Costo total de perforacion | US\$ / TMS | 7.45 |
|-----------------------------------|-------------------|-------------|

4.4.2 VOLADURA

| VOLADURA | Cant | Unid | PU Tarifa \$ | Sub Total |
|------------------------------|---------|------|-------------------|-----------------|
| EMULEX 100% 1 1/2 X12 | | kg | | |
| EMULEX 80% 1 1/2 X 12 | 562 | kg | 0.82 | 460.84 |
| EMULEX 65 % 1 1/2 X 12 | 5400.84 | kg | 0.7 | 3780.59 |
| CORDON Detonante (Pentacord) | 1800 | mts | 4.5 | 8100 |
| INIC. Rapida (Carmex) | 240 | Pza | 0.72 | 172.8 |
| EXSANEL | 2160 | Pza | 0.32 | 691.2 |
| TUBERIAS DE PVC DE 2" | 2583 | Pza | 2.4 | 6199.2 |
| sub Total | | | | 19404.63 |
| costo / tonelada | | | US\$ / TMS | 1.08 |

Tabla N° 14: Precios unitarios en insumos de voladura

4.4.3 SERVICIOS AUXILIARES

| COSTOS DE SERVICIOS AUXILIARES | Cant | Unid | PU Tarifa \$ | Sub Total |
|--------------------------------|------|------|------------------|-------------|
| Compresora de aire comprimido | | | | 0.72 |
| Energia electrica | | | | 0.56 |
| Ventilacion | | | | 0.69 |
| Sub Total | | | | 1.97 |
| Costo /Tonelada | | | US\$ /TMS | 0.00 |

Tabla N° 14: Precios unitarios de servicios auxiliares

4.4.4 SOSTENIMIENTO

| SOSTENIMIENTO | Cant | Unid | PU Tarifa \$ | Sub Total |
|------------------------------------|------|--------|------------------|-----------------|
| Split set (malla 1.2x1,2) | 595 | Pza | 16.20 | 9639 |
| Malla electro soldada 2x20 | 29 | rollos | 52 | 1508 |
| Perf+Ayudante, 8 pernos + 2 mallas | 2 | | 27 | 54 |
| Sub Total | | | | 11201.00 |
| Costo / Tonelada | | | US\$ /TMS | 0.62 |

Tabla N° 15: Precios unitarios en sostenimiento

4.4.5 LIMPIEZA Y RELLENO

| LIMPIEZA Y RELLENO | Rend ton/Hr | Cant | PU/h Tarifa \$ | Sub Total |
|---|-------------|--------|------------------|-----------------|
| horas de limpieza de mineral 18004.8ton | 32.84 | 548.26 | 60 | 32895.6 |
| horas relleno 15850.ton | 21 | 754.76 | 60 | 45285.6 |
| Sub Total | | | | 78181.20 |
| Costo / Tonelada | | | US\$ /TMS | 4.34 |

Tabla N° 16: Precios unitarios en limpieza y relleno

4.5 LABORES DE INVERSIÓN

Estas labores son importantes para nosotros poder aplicar el método por taladros largos en vetas angostas, estas son de desarrollo y de preparación.

| PREPARACION | Cant | Unid | PU Tarifa \$ | Sub Total |
|--|------|------|------------------|------------------|
| 2 Entradas de 3.0 m X 3.0 m, total:30m (Des) | 30 | m | 445 | \$13,350.00 |
| 2 Sub Niveles de 3.0 m x 3.0 m total:250m | 250 | m | 450 | \$112,500.00 |
| Sub Total | | | | 125850.00 |
| Costo / Tonelada | | | US\$ /TMS | 6.99 |

Tabla N° 17: Precios unitarios en preparación (desarrollo)

4.6 COSTOS DE LABORES DE INVERSIÓN – COSTOS INDIRECTOS

Los costos indirectos son referidos a actividades como: sostenimiento, desquinche.

Costo total sostenimiento (\$ /ton) =0.62

4.7 COSTO TOTAL DE AVANCE (DESARROLLO, PREPARACIÓN E INDIRECTOS)

Costo total de avance (\$ /ton) = 7.61

4.8 COSTOS DIRECTOS DE MINA

Serán la suma de todas las actividades realizadas como: perforación, voladura, limpieza y relleno, preparación

Costo directo Mina (\$ /ton) = 20.48

4.9 COSTOS INDIRECTOS DE MINA

Son los costos dados por las áreas de servicios auxiliares como: ventilación, aire comprimido agua y energía, y costos administrativos.

Costos servicio mina (\$ /ton) = 0.000119

Costos administrativos (\$ /ton) =0.28

4.10 COSTO TOTAL PARA LA APLICACIÓN DEL MÉTODO

Se refiere al sumatorio general de todos los costos directos e indirectos de mina lo cual es:

$$\text{Costo Total (\$/ton)} = 20.76 \text{ \$/Ton}$$

4.11 COSTOS DE OPERACIÓN DEL MÉTODO CORTE Y RELLENO ASCENDENTE CONVENCIONAL

Se determina de la misma forma como se realizó el análisis de costos del método por taladros largos *Sublevel Stoping*, para el método de corte y relleno ascendente convencional.

| Costos Directos e Indirectos con el Metodo Corte y Relleno Ascendente Convencional | | | | | | |
|---|--------|----------|-------------------|------------------|-------------------------|--|
| DESCRIPCION | UNID | CANTIDAD | COSTO UNITARIO \$ | COSTO MENSUAL \$ | COSTO UNITARIO (\$/Ton) | |
| Mano de obra | | | | 3800 | 0.21 | |
| Perforista | Tareas | 188 | 75 | 2100 | | |
| Ayudante | Tareas | 188 | 75 | 1700 | | |
| Explosivos | | | | | | |
| Emulex 65% 7/8" x 7" | kg | 5700 | 1.12 | 6384 | | |
| Carmex | Pza | 140 | 0.47 | 65.8 | | |
| Mecha rapida | mts | 200 | 0.09 | 18 | | |
| Cordon detonante | mts | 450 | 0.2 | 90 | | |
| Exeles | pza | 3120 | 0.9 | 2808 | | |
| | | | | 9365.8 | 0.52 | |
| Aceros de perforacion | | | | | | |
| barreno de 6' | mts | 120 | 59 | 7080 | | |
| barreno de 4' | mts | 115 | 52 | 5980 | | |
| | | | | 13060 | 0.73 | |
| Materiles de perforacion | | | | | | |
| Perforadora | pies.p | 3 | 7900 | 278.82 | | |
| Aceite de perforadora | gl | 100 | 10.4 | 2.08 | | |
| Manguera de jebe 1" | mts | 5 | 3.45 | 0.115 | | |
| manguera de jebe 1/2" | mts | 5 | 2.5 | 0.13 | | |
| | | | | 281.14 | 0.016 | |
| Herramientas y otros | | | | | | |
| pico minero | pza | 2 | 9 | 0.36 | | |
| lampa minera | pza | 6 | 8.2 | 1.23 | | |
| comba de 16 lbs | pza | 2 | 18 | 0.48 | | |
| arnes de seguridad. | pza | 10 | 92.45 | 6.16 | | |
| linea de vida | pza | 10 | 29.25 | 1.95 | | |
| llave stilson | pza | 4 | 12.23 | 0.24 | | |
| mano de pico | pza | 4 | 6.34 | 0.42 | | |
| pedra de esmeril | afil. | 7 | 32 | 4.48 | | |
| | | | | 15.33 | 0.0009 | |
| Implementos de Seguridad | | | | 23565 | 1.309 | |
| sostenimiento | | | | | | |
| Split de 7' | pza | 1300 | 11.7 | 15210 | 0.84 | |
| servicios Auxiliares | | | | 25 | 0.0014 | |
| limpieza y relleno | hh | 2 | 60 | 3600.00 | 37.89 | |
| COSTO DIRECTO | | | | (\$/Ton) | 41.52 | |
| COSTO DE OPERACIÓN MINA | | | | (\$/Ton) | 41.52 | |

Tabla N° 18: Precios unitarios del método corte y relleno ascendente

CAPÍTULO V

RESULTADOS

5. COSTO UNITARIO PARA EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN POR TALADROS LARGOS (*BENCH AND FILL*)

| RESUMEN DE COSTO DE OPERACIONES TALADROS LARGOS | | |
|---|--------------|------------------|
| ACTIVIDAD | \$ /Ton | % / Actividad |
| COSTO DE PERFORACION | 7.45 | 36.37 |
| COSTO EN VOLADURA | 1.08 | 5.26 |
| COSTO EN SERVICIOS AUXILIARES | 0.00 | 0.00 |
| COSTO EN SOSTENIMIENTO | 0.62 | 3.04 |
| COSTO EN LIMPIEZA Y RRELLENO | 4.34 | 21.20 |
| COSTOS EN DESARROLLO | 0.74 | 3.62 |
| COSTOS EN PREPARACION | 6.25 | 30.51 |
| Total | 20.48 | 100.00 |

Tabla N° 19: Costos operativos en el método de explotación por taladros largos

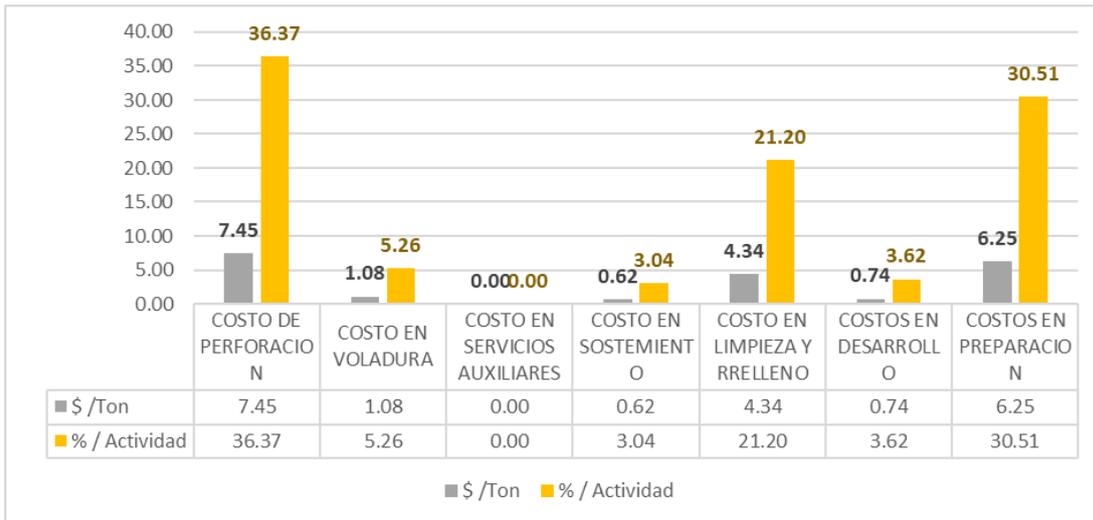


Figura N° 32: Costos unitarios por el método por taladros largos

5.1 COSTOS DE PRODUCCIÓN (\$/TON) ENTRE TALADROS LARGOS Y CORTE Y RELLENO ASCENDENTE

| Costos Generales | Taladros Largos (Bench and Fill) \$/Ton | Corte Relleno Ascendente |
|---------------------------------|---|--------------------------|
| Geologia | 2.8 | 2.8 |
| Mina (costos de operación) | 20.48 | 41.52 |
| Trasporte | 1.18 | 1.18 |
| Planta Concentradora | 7.2 | 7.2 |
| Mnatenimiento | 6.4 | 6.4 |
| Regalias | 1.2 | 1.2 |
| Desarrollo Comunitario | 2.1 | 2.1 |
| CostoTotal de Produccion | 41.36 | 62.40 |

Tabla N° 20: Fuente Duvaz - Gráfico comparativo de costos de operación (\$/Ton)

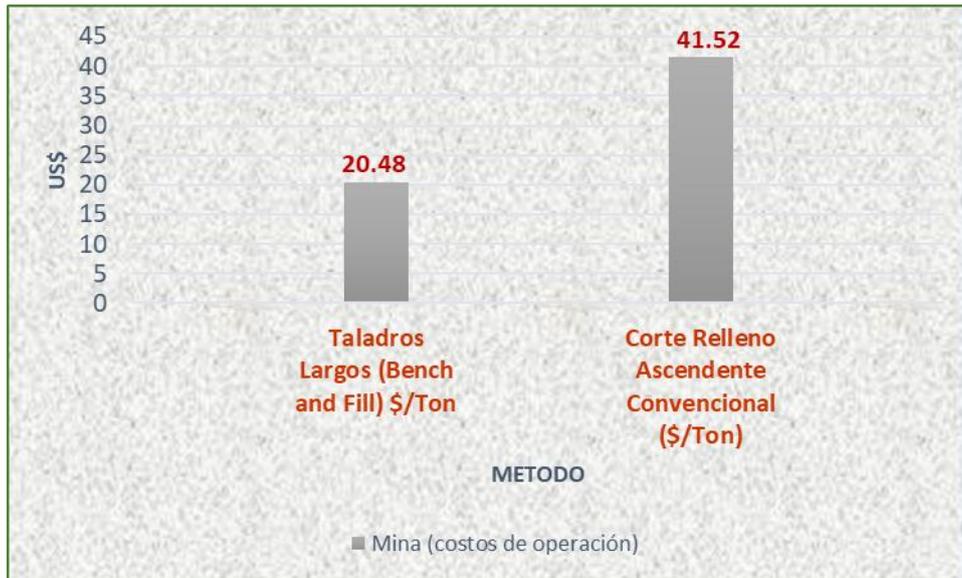


Figura N° 34: Gráfico comparativo entre los dos métodos de explotación

CÁLCULO DE RESERVAS Y VALOR DE MINERAL

Valor de mineral usando tajeo por subniveles con taladros largos en vetas angostas y corte relleno

| EVALUACION ECONOMICA TJ 560 - 3E VETA LA PAZ | | |
|--|--------------------|-----------------|
| Reservas en Toneladas | 18004.8 | 16368 |
| Ritmo de Producción (Ton/mes) | 6001.10 | 962.82 |
| Vida del Tajo meses | 3 | 17 |
| Metodo de Explotacion | T.L Bench and Fill | Corte y Relleno |
| % de Recuperacion | 80% | 85% |

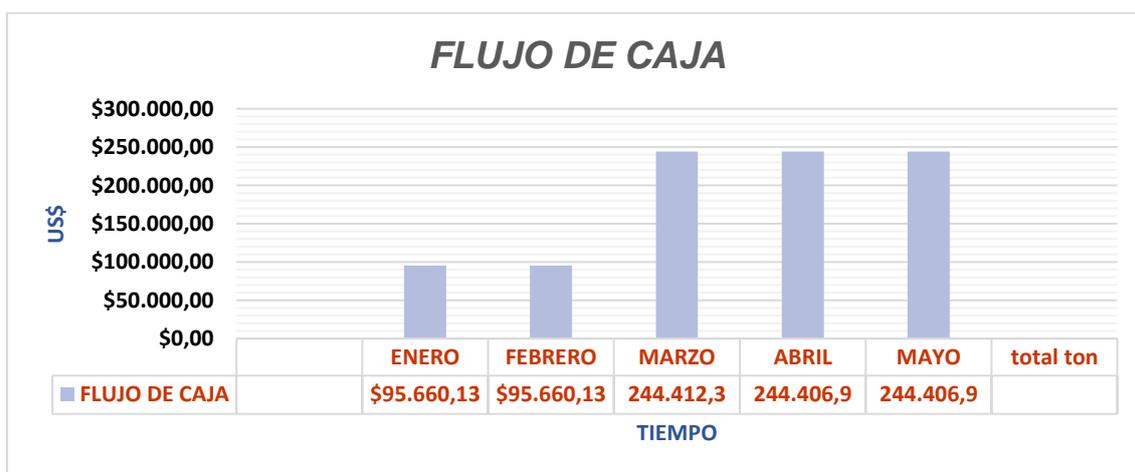
| REESERVAS DEL TAJO 560 - 3E Veta La Paz | | | | | |
|---|--------------------------|------------|----------|----------|---------------------------|
| | Ton | %Cu | %Pb | %Zn | Valor de Mineral (\$/Ton) |
| | 18004.80 | 2.39 | 0.54 | 2.47 | 108.23 |
| TALADROS LARGOS (Bench and fill) con CORTE Y RELLENO ASCENDENTE | | Cu | Pb | Zn | |
| | Recuperacion Metalúrgica | 91.53 | 20.90 | 73.17 | |
| | Porcentaje pagable | 80.00 | 95.00 | 85.00 | |
| | Precio Metal (\$/Ton) | \$1,493.85 | \$804.43 | \$980.41 | |

Tabla N° 21: Cálculo de reservas y valor de mineral de tajeo

Ritmo de producción por taladros largos en ventas angostas

| MESES | Preparación | | Explotación | | | total ton |
|-------------------------|-------------|-------------|-------------|------------|------------|-----------|
| | ENERO | FEBRERO | MARZO | ABRIL | MAYO | |
| PROD MENSUAL TAJO (Ton) | 2314.43 | 2314.43 | 6001.10 | 6001.10 | 6001.10 | 18003.30 |
| INGRESOS | 250,501.77 | 250,501.77 | 519,622.77 | 519,622.77 | 519,622.77 | |
| COSTOS UNITARIOS | 154,841.64 | 154,841.64 | 275,210.44 | 275,215.84 | 275,215.84 | |
| FLUJO DE CAJA | \$95,660.13 | \$95,660.13 | 244,412.33 | 244,406.93 | 244,406.93 | |

Tabla N° 22: Ritmo de producción de taladros largos



CÁLCULO DEL MARGEN DE UTILIDAD Y VALOR PRESENTE NETO – VAN Y TIR

Calculamos los costos de producción por cada método de explotación, ahora determinaremos el margen operativo o de utilidad, de acuerdo a ello determinaremos el valor actual neto (VAN), y se da a conocer el indicador de rentabilidad (TIR), de acuerdo al método de explotación.

| | Taladros Largos | Corte y Relleno |
|---------------------------|-----------------|-----------------|
| Ingresos total por Venta | \$1,558,998.22 | \$1,505,850.56 |
| costo total por Operación | \$744,678.53 | \$1,021,363.20 |
| Flujo de Caja | \$814,319.70 | \$484,487.36 |

| | Taladros Largos en Vetas Angostas | Corte y Relleno Ascendente Convensional |
|-------------------------|-----------------------------------|---|
| Inversión | \$744,678.53 | \$1,276,705.19 |
| Numeros de Periodos | 3 | 17 meses |
| Tipo de Periodo | mensual | mensual |
| Tasa de Descuento anual | 11% | 11% |
| tasa mensual | 0.87% | 0.87% |
| Valor Actual Neto (VAN) | \$807,268.54 | \$480,292.22 |

Tabla N° 23: Evolución económica de ambos métodos de explotación

5.1.1 Costo de operativo del método de explotación por taladros largos

El costo de operación del método por taladros largos es de **20.48 US\$/Ton**, el cual representa a los costos unitarios que intervienen en este método como son: perforación voladura, limpieza y relleno, labor de desarrollo – preparación, servicios auxiliares.

5.1.2 Costos de las operaciones unitarias (ciclo de minado)

El costo unitario calculado está en función (US\$/Ton), el costo unitario de perforación es de mayor porcentaje (**7.45 US\$/Ton** que representa el **36.37%** del total), este costo es debido al PU de la empresa especializada que cobra por sus servicios, seguido se encuentra la etapa de preparación con (**6.25 US\$/Ton** que representa el **30.51%** del total) esto es porque la longitud que se está minando es de 250 m.

El costo de limpieza refleja la velocidad y el dinamismo en taladros largos, es de (**4.34 US\$/Ton** que representa el **21.20%** del total a comparación del método corte relleno ascendente en el cual es más alto con **31.58 US\$/Ton**, por el PU alquiler de equipos *scoop* y tiempo de minado. En sostenimiento se tiene en ambos métodos similitudes en su costo (**0.67 US\$/Ton** representa el **3.04%** del total).

En vetas angostas no se utiliza el explosivo anfo el cual es más rentable. En este caso se utiliza el explosivo emulex 80 % 1 ½ x 12 y

emulex 80 % 1 ½ x 12, los cuales se utilizan para cuidar las cajas siendo (1.08 US\$/Ton que representa el 5.06% del total).

5.1.3 Costo de infraestructura

Estos costos se dividen en costos de desarrollo de servicios auxiliares con un costo de (0.85 US\$/Ton) estas actividades son de suma importancia para nosotros poder acceder al mineral. Con todo el servicio de aire comprimido, agua y energía eléctrica.

5.1.4 Evaluación económica de los métodos de explotación

En la evaluación de los métodos de explotación por Taladros Largos en Vetas Angostas y el Corte Relleno Ascendente. Se compararon los costos de inversión los cuales para el método de taladros largos es (744,678.53 US\$), teniendo un periodo de 3 meses de explotación. Para el método de corte y relleno que es de (1,276,705.19 US\$), tiempo de explotación de 9 meses. Siendo el método de explotación por taladros largos el de menor costo de inversión y menos tiempo de ejecución.

5.2 ANÁLISIS SITUACIONAL DE LA APLICACIÓN DE TALADROS LARGOS EN U.M AUSTRIA DUVAZ

| MES | TON - P | TON - E | % Cumplimiento |
|--------|---------|---------|----------------|
| MARZO | 432 | 307.98 | 71.3 |
| ABRIL | 500 | 652.1 | 130.5 |
| MAYO | 2,177 | 2,241 | 103.0 |
| JUNIO | 4,532 | 3,017 | 66.6 |
| JULIO | 12,070 | 11,215 | 92.9 |
| AGOSTO | 8,875 | 9,595 | 108.1 |

Tabla N° 11: % de cumplimiento hasta la fecha

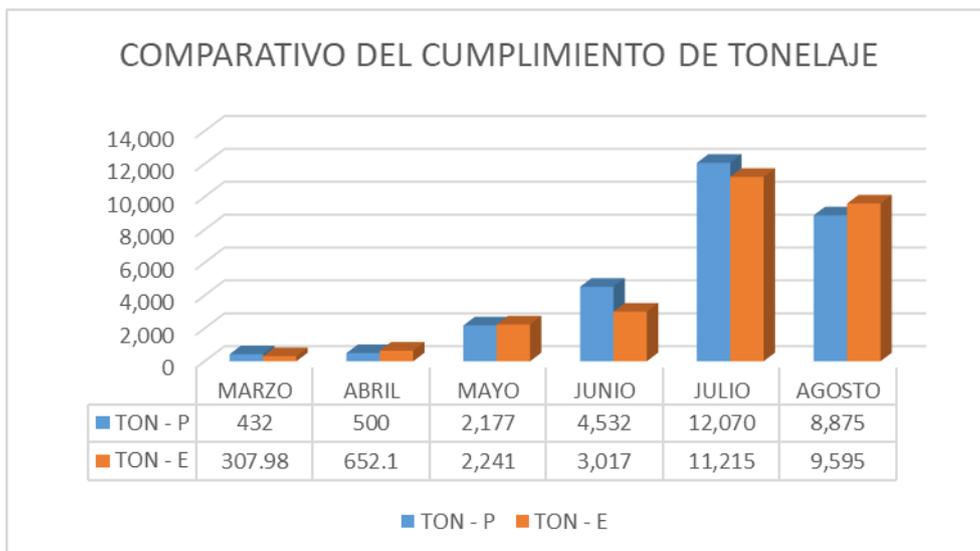


Figura N° 33 : Gráfico de tonelaje programado y tonelaje ejecutado



| | |
|-----------------------|----------------|
| PERF. T L /MTS | \$12.00 |
| ROTURA / TN | \$0.45 |

| MES | TON- P | PRECIO | TON- E | PRECIO |
|---------------|--------|------------|--------|------------|
| MARZO | 432 | \$194.33 | 307.98 | \$138.59 |
| ABRIL | 500 | \$224.91 | 652.1 | \$293.45 |
| MAYO | 2,177 | \$979.60 | 2,241 | \$1,008.59 |
| JUNIO | 4,532 | \$2,039.35 | 3,017 | \$1,357.72 |
| JULIO | 12,070 | \$5,431.56 | 11,215 | \$5,046.88 |
| AGOSTO | 8,875 | \$3,993.67 | 9,595 | \$4,317.95 |

Tabla N° 12: Cuadro de tonelaje con incidencia de costos

| MES | TON Cump | COSTO US\$/Ton |
|--------|------------|----------------|
| MARZO | 201.35 | \$90.61 |
| ABRIL | 241.4 | \$108.63 |
| MAYO | 836.55 | \$376.45 |
| JUNIO | 1452.3 | \$653.54 |
| JULIO | 2827.7 | \$1,272.5 |
| AGOSTO | 1879.41909 | \$845.74 |

Tabla N° 13: Aporte de tonelaje tajeo 560 – 3E (Costo US\$/Ton)

| MES | MTS PERF (Cump) | COSTO US\$/Metro |
|--------|-----------------|------------------|
| MARZO | 102.72 | \$1,232.7 |
| ABRIL | 355.98 | \$4,271.74 |
| MAYO | 618.00 | \$7,416.0 |
| JUNIO | 1203.28 | \$14,439.32 |
| JULIO | 799.75 | \$9,597.0 |
| AGOSTO | 350.00 | \$4,200.00 |

Tabla N° 14: Metros perforados tajeo 560 – 3E (costo US\$/Ton)

- **Inversión total en tonelaje programado y tonelaje ejecutado**

| MES | TON- P | PRECIO | TON- E | PRECIO |
|-------|----------|------------|----------|------------|
| TOTAL | 28,585.4 | \$12,863.4 | 27,029.3 | \$12,163.2 |

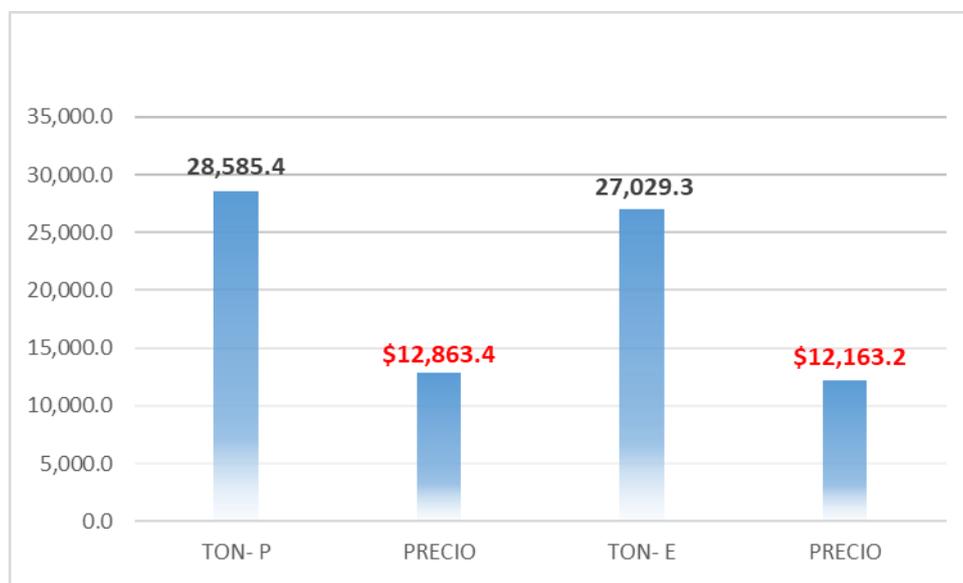


Figura N° 34 : Gráfico de costo de tonelada programado y ejecutado

- **Inversión total en metros perforados programado y metros perforados ejecutado**

| MES | MTS - P | PRECIO | MTS - E | PRECIO |
|-------|----------|-------------|----------|-------------|
| TOTAL | 14,800.0 | \$177,600.0 | 15,382.6 | \$184,590.8 |

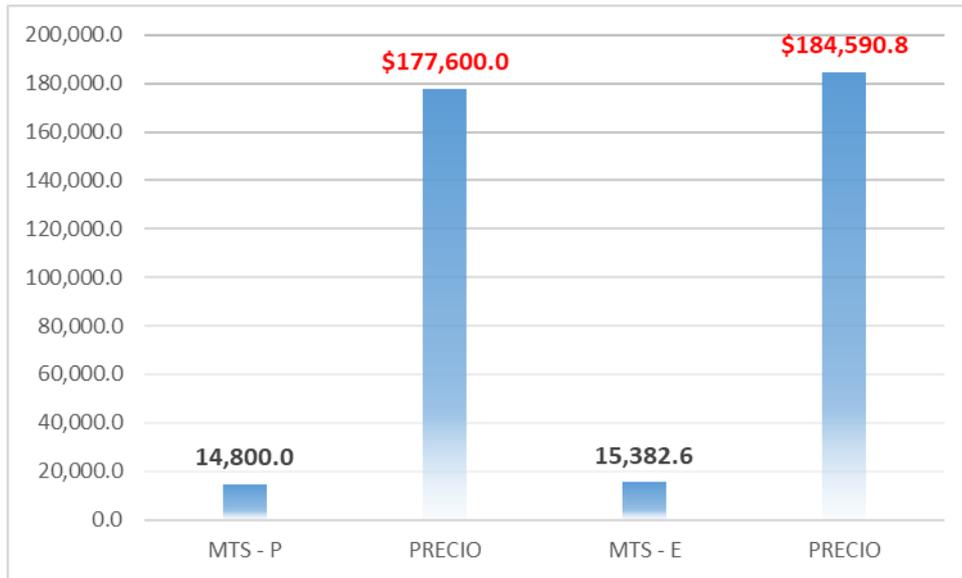


Figura N° 35: Gráfico de costo de metros perforados - programado y ejecutado

CONCLUSIONES

1. La veta La Paz presenta anchos irregulares con potencia desde 1.40 hasta 3.20 m, inclinación predominante de 75 a 80°S y un índice promedio. De Q'c de 1.3 y RMR' de 28.

Las cajas presentan un índice Q'c promedio de 2.7 a 2.8, un índice RMR' de 43 a 46.

De acuerdo a las características geomecánicas de la caja techo se obtiene un número de estabilidad (N') de 22.6 y un radio hidráulico máximo (RH) de 3.1 en condiciones estables según el método gráfico de estabilidad. Con estos resultados se recomienda que las dimensiones máximas de los tajeos en la veta La Paz sería de hasta 25.00 m de longitud y 16.50 m de alto.

Para el diseño del método las dimensiones del block son 20.00 m de longitud y 11 – 12 m de altura. Este valor será el recomendable para ser usado en el diseño del Tajeo 560 – 3E.

2. Este método de explotación propuesto de taladros largos (*Bench and Fill*) a comparación del método corte y relleno ascendente, refleja el incremento de producción proyectados de 962.82 ton/mes que se venía explotando con el método tradicional, con el método propuesto se explota 6001.10 ton/mes una disminución en el costo operacional de 19.86 US\$/Ton.
3. El análisis de comparación de los métodos de explotación por taladros largos es el más óptimo por tener una inversión menor de (744,678.53 US\$), teniendo un valor actual neto (VAN) de (807,268.54 US\$).
4. El método de explotación ofrece un bajo costo de operación en comparación del método corte y relleno ascendente así mismo se lograron identificar las operaciones unitarias con un mayor porcentaje de incidencia.
5. Para su determinación de su implementación se analizaron los estudios preliminares geomecánicos y geológicos. La ventaja económica en los métodos se realizó teniendo los mismos parámetros como: geometría del block, altura de block 11 m longitud 250 con potencia de 2.4 m definiendo un tiempo de explotación para ambos métodos de explotación. Taladros largos (*Bench and Fill*),

90 días considerando la eficiencia de perforación de 80 m/guardia y en corte relleno ascendente 270 días considerando su sección de 3.0 x 3.0 m.

6. Extender el método de tajeo por taladros largos en vetas angostas, tomando mayor información geológica usando sondajes con equipos cortos (PACKSACK) y poder modelar las vetas de forma eficaz.

7. El escenario actual

Luego de revisar los resultados del cumplimiento de los programas de producción de los meses que se vienen implementando el método de explotación por taladros largos en vetas angostas (*Bench and Fill*), y de haber supervisado los trabajos e infraestructura de la mina, puedo concluir que aún no se consolida dicho cumplimiento al 100%, debido a una serie de razones como se menciona: administrativo de la contratista, inadecuada preparación de los subniveles, disponibilidad mecánica del equipo de perforación, información geomecánica incompleta de los tajos futuros a realizar perforaciones de taladros largos, soporte del área de planeamiento: inadecuada sección de perforación, errores en el pintado de baricentro. Por parte del área de Geología falta un logueo de sondajes para identificar las estructuras primarias, secundarias y presencias de geodas.

RECOMENDACIONES

1. El estudio geomecánico, determinar las dimensiones del block de perforación por el método de taladros largos. En este caso para la veta La Paz, se tiene una longitud de 25 m, altura de block de 11 m y longitud de puente (pilar) de 3.0 m.
2. El método de explotación por taladros largos presenta oportunidades de mejora, por el mismo hecho de su reducción de costos en su etapa de explotación, se recomienda seguir trabajando para poder reducir costos en las operaciones unitarias, lo cual se logrará realizando seguimientos en sus ciclos de operaciones.
3. Para los siguientes subniveles de explotación. Existen labores que no tenían centrada la veta en la galería, por lo que se recomienda excavar los subniveles teniendo en cuenta que la veta en lo posible debe quedar al centro de la galería, para facilitar la perforación de taladros largos.
4. Diseñar y ejecutar un sistema de drenaje por tajeos, que ayude a evacuar el agua de las labores y ayude a la estabilidad de las labores.
5. El equipo de perforación que se tiene trabajando es de dimensiones reducidas del mismo hecho de fabricación híbrida de modelo *Nautilus PSA* el cual remolcado con *scoop* para su movimiento a los subniveles. La ventaja es por su ingreso a labores reducidas de sección 2.4 x 3.0 m. Se recomienda adquirir un equipo de taladros largos con motor diésel que permita su desplazamiento independiente y que utilice barras de perforación de (1.50 m) para disminuir el número de acoplamientos, obteniendo un varillaje más estable con menor desviación del taladro.
6. Equipo de perforación *Nautilus* N° 1, tiene baricentro de fabricación 1.30 m y está perforando taladros en el Tj 560 – 3E con diseño de baricentro 1.50 m, donde la potencia de la veta es de aproximadamente 2.4 m. Esto genera

desviación de los taladros y dilución. Se recomienda lo siguiente:

- Control operacional de la línea de supervisión al detalle (baricentro, posicionamiento), problemas mecánicos, servicios, etc. Y brindar apoyo oportuno al contratista.

 - Modificar diseños de perforación y marcar el baricentro a 1.50 m, para este tajeo y no mover el equipo a otro lugar.
7. Los mantenimientos preventivos deben realizarlo en las horas muertas (cambio de guardia y hora de refrigerio).

 8. Es necesario marcar en el nivel inferior la traza de la veta, ya que permite decidir a la supervisión fácilmente el carguío del taladro para su voladura.

 9. Se recomienda usar Emulex 80 1½” x 12” en los taladros de producción y para los taladros de contorno Emulex 65 1½” x 12” este producto tiene menor brizancia, desacoplado en diámetro y en longitud.

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

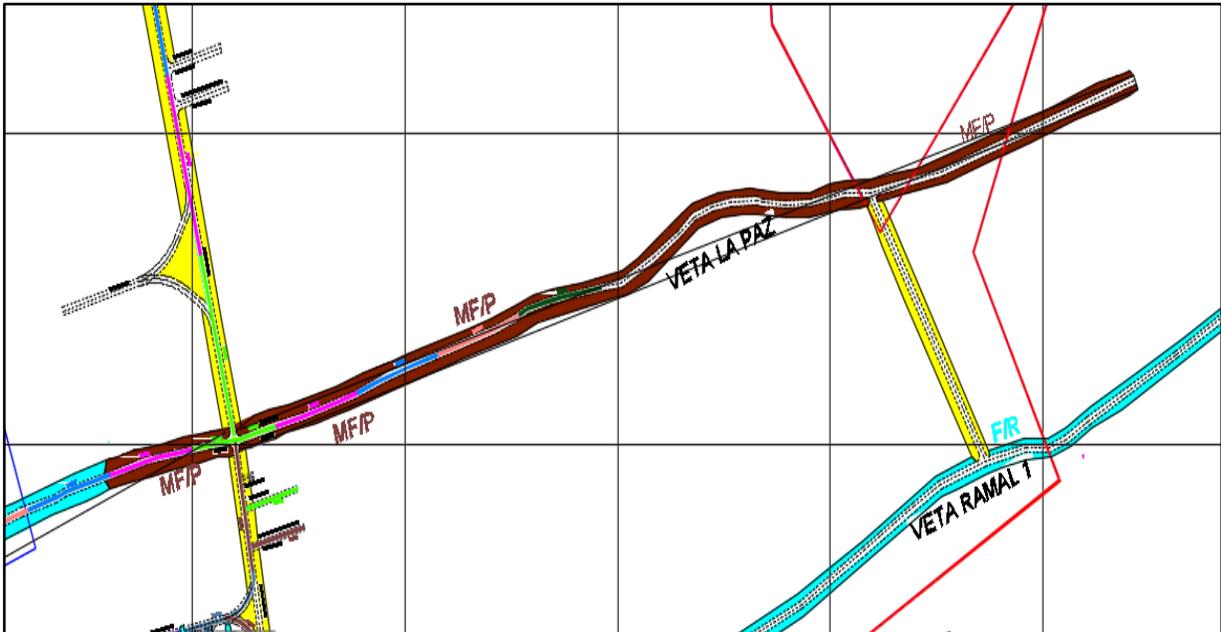
1. Córdova, J. "Minera Casapalca". (2009/1 0/02).(1)
2. Huarcaya, C. (2008). 7mo. Congreso de Minería, "Explotación de Vetas por Subniveles con Taladros Largos". Huaraz, Perú.(2)
3. Puchoc, D. (2002). "Estudio de Aplicación de Taladros Largos en la Zona Gayco Compañía Minera Raura", Lima, Perú.(3)
4. José Moran Montoya "Análisis técnico económico para explotar por taladros largos el tajeo 775 en la unidad de Uchucchacua de la Compañía de Minas Buenaventura S.A.A" (Lima – Perú 2009)(4)
5. Leidy Guerrero Sandoval "aplicación de taladros largos en vetas angostas Compañía Minera Raura s a " (Piura – Perú 2015)
6. Universidad politécnica de Madrid Escuela Técnica Superior de Ingeniería de Minas. "Diseño de explotaciones e infraestructura mineras subterráneas" (Madrid - noviembre 2007).
7. Alejandro Novitzky . "Métodos de explotación subterránea y planificación de minas" (Buenos Aires - 1975).
8. Hustrulid W.A. "Underground Mining Methods Handbook", Edit The American Institute of Mining, Metallurgical and Petroleum Engineer's Inc – 1982.

ANEXOS

1. MATRIZ DE CONSISTENCIA

| PROBLEMA GENERAL | OBJETIVO GENERAL | HIPÓTESIS GENERAL |
|---|---|---|
| Será factible la aplicación de taladros largos en vetas angostas caso mina – Austria Duvaz - morococha. | Determinar la aplicación de taladros largos en vetas angostas caso mina - Austria Duvaz morococha. | La aplicación de taladros largos en vetas angostas, influirá positivamente, en la Minera Austria Duvaz – Morococha. |
| Específicos | Específicos | Específicos |
| Será factible el sistema de minado a emplear en los tajos aplicando Taladros Largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha? | Determinar el sistema de minado a emplear en los tajos aplicando Taladros Largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha | El sistema de minado a emplear influirá positivamente en la aplicación de Taladros Largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha |
| Será factible los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha | Determinar los parámetros y diseños de perforación aplicando taladros largos en vetas angostas en la Minera Austria Duvaz – Morococha | Los parámetros y diseños de perforación influirán positivamente en el método de explotación de taladros largos en vetas angostas, en la Minera Austria Duvaz – Morococha. |

4. ANEXO: PLANO GEOMECÁNICO VETA LA PAZ



CLASIFICACION DEL MACIZO ROCOSO SEGUN SU G.S.I.

| TIPO DE MACIZO ROCOSO | | LABORES PERMANENTES DE 2.2M A 3.0M | LABORES TEMPORALES (TAJEOS) |
|-----------------------|--|--|--|
| A | (LF/MB); (LF/R); (F/B); (F/MB); (MF/MB) | PERNO OCASIONAL | PERNO OCASIONAL O PUNTALES PARA CONTROL DE BLOQUES |
| B | (LF/R); (F/B); (MF/MB); (LF/P); (F/R); (MF/B) | PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5 m) MÁS MALLA OCASIONAL | PERNO SISTEMÁTICO DE (1.5x1.5M) O PUNTALES DE SEGURIDAD ESPACIADOS A 1.5 |
| C | (F/P); (MF/R); (IF/B) | PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2 m) MÁS MALLA OBLIGATORIA | PERNO SISTEMÁTICO (1.2x1.2M) MÁS MALLA O PUNTALES GUARDACABEZA |
| D | (MF/P); (IF/R); (T/R); (F/MP); (MF/MP); (IF/P) | CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 - 1.2M | CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.5 M |
| E | (IF/P); (T/R); (MF/MP); (IF/MP); (T/P); (T/MP) | CIMBRAS METALICAS VIGAS H4 O CUADROS ESPACIADOS DE 0.7 - 1.0 M | CUADROS DE MADERA ESP. DE 1.0 M |

5. ANEXO: MODELAMIENTO LONGITUDINAL DEL MÉTODO

Disposición de los tajeos - Longitudinal

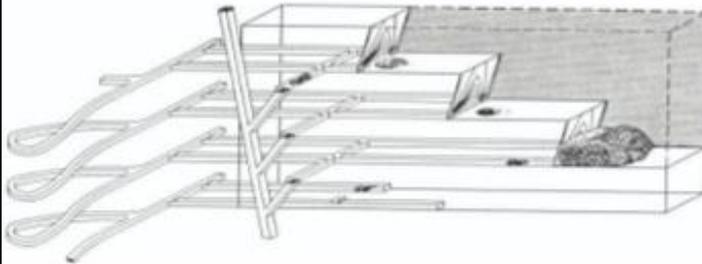
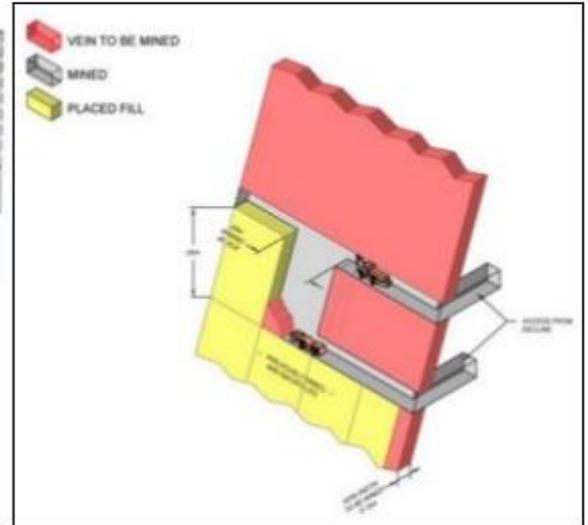
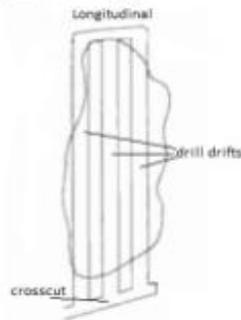


FIGURA 6. Longitudinal Longhole retreat mining

Fuente: Queen's University



6. ANEXO: PLAN DE TRABAJO TAJO 560 – 3E



PLAN DE TRABAJO SN 560 – 3E

VETA LA PAZ – NIVEL 1700

PLAN DE TRABAJO SN 560–3E/NV. 1700

OBJETIVO.

En el nivel 1700 se tiene desarrollado el SN 560-3E en la veta La Paz, en donde se preparó un bloque de mineral económico. Por evaluación geológica y mina. Se determinó tajar esta ala con método de minado por Taladros largos (*Bench and Fill*).

CONSIDERACIONES GENERALES.

1. La ventilación se realizará con el uso de la ventiladora y mangas.
2. Se realizará perforación positiva y la voladura se ejecutará una vez concluida la acumulación de los taladros.
3. Método de Minado: taladros largos (*Bench and Fill*) mecanizado.
4. Tipo de Roca:
 - a. **GSI:** FR-MFR
 - b. **RMR:** 42
5. Longitud de corte: 250 metros
6. Ancho de minado: 2.4 metros
7. Altura de banco: 11 metros

ETAPAS DE TRABAJO PREVIOS.

Para el desarrollo y ejecución se empezarán por preparar las condiciones necesarias para desarrollar los trabajos; siguiendo los mismos pasos descritos a continuación.

- En el SN 560-3E, se realizará la inspección antes de empezar el trabajo; identificando y evaluando los riesgos existentes que puedan presentarse y poder controlarlos.

(Desprendimiento de rocas, presencia de gases por voladura ejecutada en labores adyacentes y caída de personas al mismo nivel).

- Realizar orden y limpieza verificando que las instalaciones de agua y aire estén cumpliendo los estándares aprobados, del mismo modo que el cable eléctrico debe de ir por su respectiva alcayata.

SECUENCIA DEL TRABAJO.

- Se desarrollará un *slot* de altura de 11 metros, que servirá como cara libre.
- El área de planeamiento diseñará las secciones a perforar y designará a su personal para que realice el pintado de la malla de perforación por secciones en la labor.
- Se instalarán 2 gatas *Camblok* grandes, las que permitirán absorber la vibración al momento de realizar la perforación.
- Se iniciará los trabajos con la acumulación de taladros positivos con barras de 3', los que se irán acoplando a medida que se avance con la perforación.
- Se realizará el entubado de los taladros a medida que se concluya cada uno de estos (taladro perforado, taladro entubado).
- Se respetarán las secciones dadas por el área de planeamiento, cumpliendo la distribución de los taladros juntamente con el buzamiento de estos.
- Culminado la acumulación de taladros se procederá al carguío de estos para efectuar la voladura, previa coordinación con el área de mina y cumpliendo el programa de voladura.
- Retirar las herramientas, equipo y servicios, realizando el orden y limpieza.
- Carguío de los taladros con explosivos, verificando que esté correcta la distribución de estos.
- Se respetará el horario de chispeo que es de 6:30 p.m. y/o 6:15 a.m., según corresponda el turno. Previa coordinación con el supervisor o jefe de guardia verificando que ningún personal se encuentre en la labor ni en labores adyacentes.
- La guardia entrante debe de verificar que se encuentre ventilado, luego regar, realizar el desatado de rocas minuciosamente en avanzada con las barretillas adecuadas.

RESTRICCIONES.

- No se procederá a realizar los trabajos de no contar con orden escrita y las herramientas de gestión para dicha actividad.
- No se procederá a realizar los trabajos si el personal no cuenta con el uso correcto y completo de los EPP.
- No trabajar si no se encuentra ventilada la labor y/o se encuentre presencia de gas, de ser así informar al supervisor o jefe de guardia de turno.
- De encontrar alguna condición insegura tendrá que ser reportado inmediatamente al supervisor del turno.
- No se procederá a realizar los trabajos si no se cuenta con el plano aprobado de las secciones a perforar.
- No se procederá a realizar los trabajos si los puntos de perforación no se encuentran marcados en la labor.

RESPONSABLES.

Contrata: RESEFER EIRL.

| Ing. / Supervisor | Cargo |
|------------------------------|------------------------|
| Ing. Edson Ticona Rodriguez | Residente |
| Bach. Wualdo Antonio Ordoñez | Supervisor Operaciones |

Ing. Edson Ticona Rodriguez
RESIDENTE
RESEFER EIRL.

Ing. Juan Lizana H.
SUPERINTENDENTE
MINA

Ing. Gilberto Donayre Quispe
SUPERINTENDENTE
PLANEAMIENTO

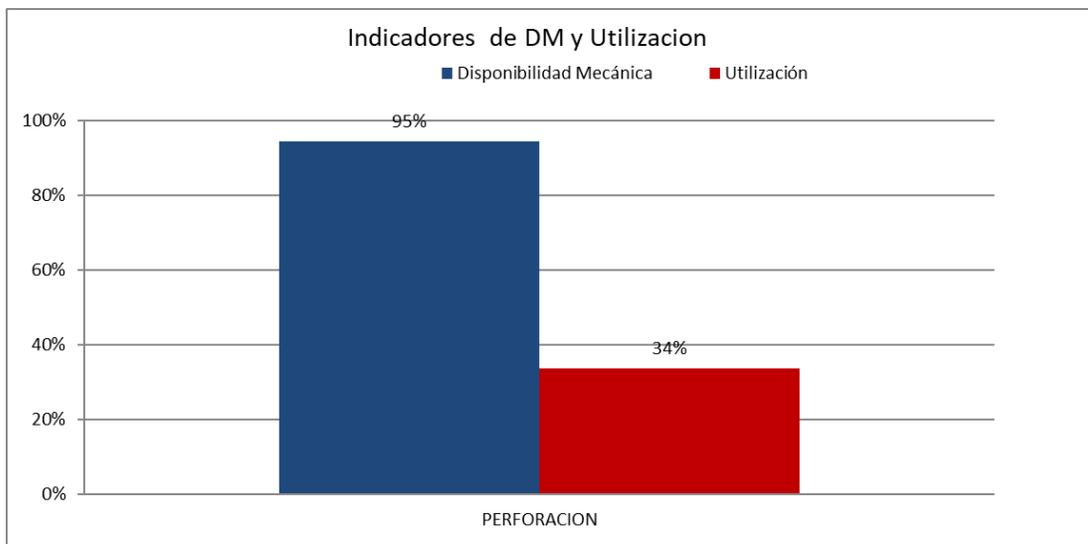
Ing. Alejandro Huamán Pino
GERENTE DE SEGURIDAD Y SALUD
OCUPACIONAL

Ing. Eduardo Bustamante T.
JEFE DE
GEOMECAÁNICA

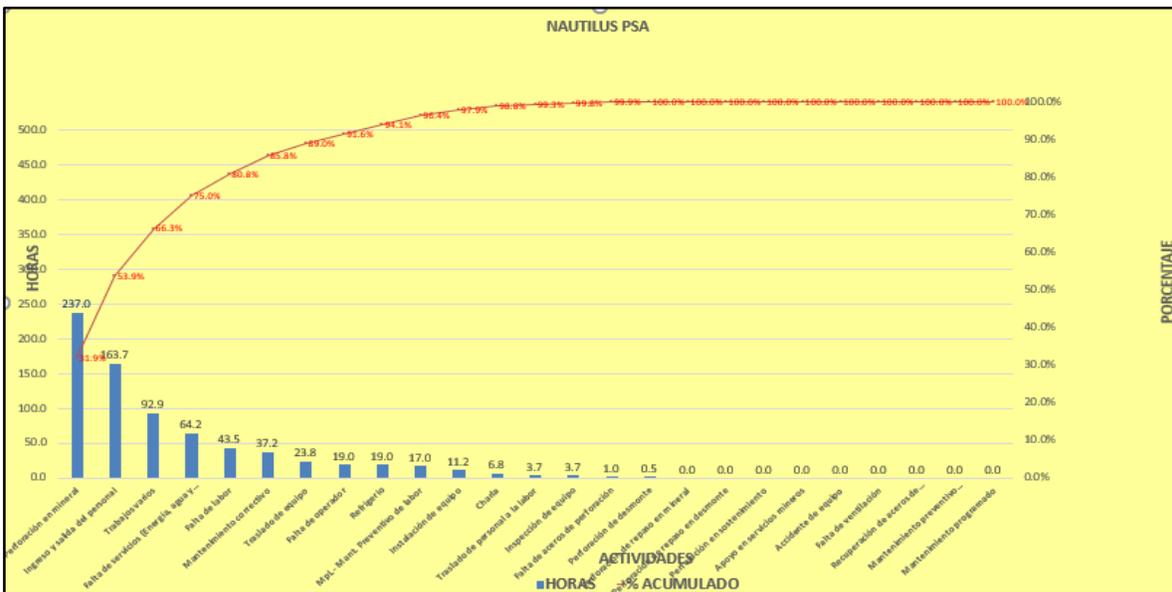
Ing. Carlos Sandoval
SUPERINTENDENTE DE
GEOLOGÍA

8. ANEXO: RESUMEN DE KPI'S DE PERFORACIÓN

| Indicador | PERFORACION | |
|--|--------------|-------|
| Perforadora | NAUTILUS PSA | |
| Diámetro Taladro | Plg | |
| Metros Perforados | m | 2,359 |
| Taladros | u | 425 |
| Hrs. Horometro Electrico | hr | 225.7 |
| Velocidad Neta Perforación (m/Hr) | m/h | 10.5 |
| Longitud / Taladro | m/Tal | 5.6 |
| Disponibilidad Mecánica | % | 95% |
| Utilización | % | 34% |



| NAUTILUS PSA | | | |
|---|-------|---------|-------------|
| ACTIVIDAD | HORAS | % HORAS | % ACUMULADO |
| Perforación en mineral | 237.0 | 31.9% | 31.9% |
| Ingreso y salida del personal | 163.7 | 22.0% | 53.9% |
| Trabajos varios | 92.9 | 12.5% | 66.3% |
| Falta de servicios (Energía, agua y aire) | 64.2 | 8.6% | 75.0% |
| Falta de labor | 43.5 | 5.8% | 80.8% |
| Mantenimiento correctivo | 37.2 | 5.0% | 85.8% |
| Traslado de equipo | 23.8 | 3.2% | 89.0% |
| Falta de operador | 19.0 | 2.6% | 91.6% |
| Refrigerio | 19.0 | 2.6% | 94.1% |
| MpL - Mant. Preventivo de labor | 17.0 | 2.3% | 96.4% |
| Instalación de equipo | 11.2 | 1.5% | 97.9% |
| Charla | 6.8 | 0.9% | 98.8% |
| Traslado de personal a la labor | 3.7 | 0.5% | 99.3% |
| Inspección de equipo | 3.7 | 0.5% | 99.8% |
| Falta de aceros de perforación | 1.0 | 0.1% | 99.9% |
| Perforación de desmante | 0.5 | 0.1% | 100.0% |
| Perforación de repaso en mineral | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Perforación de repaso en desmante | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Perforación en sostenimiento | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Apoyo en servicios mineros | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Accidente de equipo | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Falta de ventilación | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Recuperación de aceros de perforación | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Mantenimiento preventivo inicial/final | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| Mantenimiento programado | 0.0 | 0.0% | 100.0% |
| | 744.0 | 100% | |



9. ANEXO: PETS DE PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS

| | | | |
|---|--|-----------------------|--|
|  | PERFORACIÓN DE TALADROS LARGOS | | SOCIEDAD MINERA AUSTRAL DUVAZ |
| | Área: Mina | Versión: 01 | |
| | Código: PETS – DVZ – RSFMIN – 001 | Página 127/135 | |

1. PERSONAL

- 1.1. Operador de Equipo de Perforación de Taladros Largos
- 1.2. Ayudante de Operador Equipo de Taladros Largos.

2. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 2.1. Casco de ala ancha con porta lámpara y barbiquejo
- 2.2. Guantes de neopreno y nylon
- 2.3. Lentes de seguridad
- 2.4. Botas de jebe con punta de acero
- 2.5. Protector de oído tipo tapón y/o orejeras
- 2.6. Respirador 3M con filtros P100
- 2.7. Mameluco con cintas reflectivas
- 2.8. Correa de seguridad portalámparas
- 2.9. Lámpara minera

3. EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- 3.1. Letrero de Señalización
- 3.2. Cinta delimitadora
- 3.3. Llave francesa de 12”
- 3.4. Equipo de perforación
- 3.5. Porta Barras
- 3.6. Barras SP T38
- 3.7. Broca Retráctil de 64 mm

- 3.8. Rimadora de 128 mm
- 3.9. Alcayatas tipo “S”
- 3.10. Cordel, Plomada y pintura
- 3.11. Circulina
- 3.12. Grasa Grafitada
- 3.13. Tubo de PVC de 2” Ø, longitud 3m
- 3.14. Conos de seguridad
- 3.15. Reflectores
- 3.16. Extintor de 6 Kg
- 3.17. Kit Anti derrame
- 3.18. Clinómetro, Flexómetro
- 3.19. Planos de Perforación
- 3.20. 02 Juego de Barretillas de 4’, 6’, 8’ y 10’
- 3.21. Pico y Lampa
- 3.22. Juego de Llaves mixtas
- 3.23. Probador de Inducción Eléctrica
- 3.24. Cizalla, Arco de Sierra, Comba de 6 lbs

4. PROCEDIMIENTO

- 4.1. Inducción de 5 minutos sobre el trabajo a realizar.
- 4.2. Verificar el reporte de la guardia saliente.
- 4.3. Recibir la orden escrita de trabajo. Inspeccionar el acceso y el área de trabajo. Llenar las herramientas de gestión: Llenar el formato de IPERC, identificando los peligros existentes en el área de trabajo y aplicar los controles respectivos. Llevar los planos de malla de perforación.
- 4.4. El Operador antes de encender el equipo realizará el llenado del Check List de preuso revisando cada uno de los componentes del equipo, los niveles de aceite y si hubiese fuga del mismo en el equipo. Del mismo modo se debe de verificar lo antes mencionado pero esta vez con el equipo encendido y firmará el Check List dando conformidad a la operatividad del equipo.

- 4.5. Restringir el acceso a la zona de perforación con la cadena de restricción, letreros de señalización y conos de seguridad, para evitar el pase de personal no autorizado.
- 4.6. Verificar los puntos marcados por el área de topografía para la perforación con el plano de perforación aprobado. Usar la plomada para ubicar el punto de la corona en el piso y marcar con pintura.
- 4.7. El ayudante debe anclar el estrobo del cable del jumbo a un punto fijo en el refugio del tablero eléctrico. El operador debe ir avanzando desenrollando su cable y con bastante coordinación con el ayudante hasta ubicar al jumbo en el frente de trabajo a la distancia adecuada para la perforación.
- 4.8. Estando el cable eléctrico de jumbo con energía cero, se colgará en los ganchos tipo “s” aisladas a 1m de altura del piso y también se aprovechará para realizar las conexiones de servicios agua y aire. Luego se conectará el chupón del cable eléctrico del jumbo a la toma del tablero eléctrico, con la palanca disyuntora en posición OFF.
- 4.9. El OETL verificará la correcta instalación eléctrica del equipo y procederá a indicar al AOETL para que levante la palanca disyuntora en posición ON.
- 4.10. Posicionar el equipo de perforación, bajar las gatas de tal manera que se consiga la horizontalidad tanto de forma longitudinal como lateral con relación al chasis.
- 4.11. Posicionar el brazo en donde el eje de la unidad de rotación llegue a la altura del baricentro marcado por topografía y la viga con la columna de perforación como guía en el punto de diseño marcado en la corona de la labor, verificar con el clinómetro el ángulo 90° hacia la cara libre (ángulo longitudinal), hacia los hastiales (ángulo transversal).
- 4.12. Para iniciar la perforación con el uso del clinómetro se tiene que rotar la viga y posicionar de acuerdo al ángulo que indica el plano de perforación en cada sección, anclar la viga al techo y piso con los stinger, volver a verificar el ángulo transversal de acuerdo al proyecto y el ángulo longitudinal 90° .
- 4.13. El emboquillado se efectuará con la percusión y avance en baja, hacer la corrección por emboquillado liberando los stinger y verificar la posición de la viga a los ángulos inicial de acuerdo la sección de diseño y longitudinal 90° .
- 4.14. Durante la perforación el ayudante estará alejado a 4 metros de la zona de influencia, el operador verificará constantemente en el panel de control las presiones:

- a. Agua mínima: 5 Bar
 - b. Rotación Mantener en el rango de 30 a 60 Bar
 - c. Percusión: Baja: 120 a 140 Bar. Alta: 180 a 200 Bar
 - d. Avance: Baja: 30 a 60 Bar Alta: 60 a 110 Bar
- 4.15. Al realizar el colocado de las barras de perforación el equipo siempre deberá estar completamente detenido en posición neutro del sistema de mandos (perforación sin rotación y viga sin movimiento). El ayudante colocara la barra y dejará embonado, procederá a retirarse a 4 metros, para que el operador inicie la operación del equipo.
- 4.16. Verificar constantemente las rocas sueltas antes, durante y después de la perforación, si detecta, pare el equipo y proceda a desatarlo inmediatamente.
- 4.17. Al momento de avanzar o retroceder el equipo para cambiar de ubicación se deberá tocar la bocina como señal de advertencia, verificando que no haya personal alrededor, el ayudante siempre deberá de permanecer alejado del brazo y de la viga de perforación, el operador por ningún motivo operara el equipo cuando el ayudante este cerca a la parte rotatoria o móvil del equipo.
- 4.18. Verificar taladro conectado en el punto donde comunicó y medir la distancia de desviación, anotar las observaciones encontradas en los planos de perforación y TPM.
- 4.19. Estacionar el equipo en zona segura y reportar el estado del equipo, herramientas y estado de labor en el check list y cuaderno de reporte de labor, colocar los conos y tacos y/o gatas de seguridad.
- 4.20. Para realizar la desinstalación del equipo: Cerrar las válvulas de agua y aire, colocar la palanca disyuntora de la toma eléctrica en posición OFF, desconectar la manguera y cable eléctrico, enrollar las mangueras en el equipo y proceder a enrollar el cable en el porta cable del equipo.
- 4.21. Ordenar y limpiar la zona de trabajo, ubicando cada cosa en su lugar.

5. RESTRICCIONES

- 5.1. El operador por ningún motivo, manipulara el equipo si no cuenta con su debida autorización.
- 5.2. No se operará, si el equipo no cumple con las condiciones de operatividad.
- 5.3. No se operará el equipo si hay presencia de personas ajenas a la actividad a menos de 20 metros del equipo.
- 5.4. No se procederá a perforar en presencia de tiros cortados.

| | | | |
|--|---|---|---|
| PREPARADO POR | REVISADO POR: | REVISADO POR: | APROBADO POR: |
| | | | |
| SUPERVISOR DEL ÁREA | RESIDENTE ING. EDSON TICONA RODRIGUEZ | GERENTE DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL | GERENTE DE OPERACIONES FRANK POLINO PORTAL |
| FECHA DE ELABORACIÓN: 02/03/2017 | FECHA DE ELABORACIÓN: 02/03/2017 | FECHA DE ELABORACIÓN: 02/03/2017 | FECHA DE APROBACIÓN: 15/03/2017 |

10. ANEXO: PETS DE CARGUÍO DE TALADROS LARGOS

| | | | |
|---|--|-----------------------|--|
|  | CARGUÍO DE TALADROS LARGOS | | SOCIEDAD MINERA AUSTRAL DUVAZ |
| | Área: Mina | Versión: 01 | |
| | Código: PETS – DVZ – RSFMIN – 002 | Página 132/135 | |

6. PERSONAL

- 6.1. Maestro Cargador de Taladros Largos
- 6.2. Ayudante Cargador de Taladros Largos

7. EQUIPOS DE PROTECCIÓN PERSONAL

- 7.1. Casco de ala ancha con portalámparas y barbiquejo
- 7.2. Guantes de neoprene y nylon
- 7.3. Lentes de seguridad
- 7.4. Botas de jebe con punta de acero
- 7.5. Protector de oído tipo tapón y/o orejeras
- 7.6. Respirador 3M con filtros P100
- 7.7. Overol con cintas reflectivas
- 7.8. Correa de seguridad portalámparas
- 7.9. Lámpara minera

8. EQUIPOS / HERRAMIENTAS / MATERIALES

- 8.1. Reflectores
- 8.2. Flexómetro
- 8.3. Punzón de cobre, cinta aislante, cooter, fósforo
- 8.4. Barretillas de 4', 6', 8', 10'
- 8.5. Letrero de Señalización
- 8.6. Cinta delimitadora
- 8.7. Pico y Lampa
- 8.8. Cizalla

- 8.9. Arco de Sierra
- 8.10. Tubo de polietileno de 1" Ø
- 8.11. Manguera de jebe de 1" Ø

9. PROCEDIMIENTO.

- 9.1. Inducción de 5 minutos sobre el trabajo a realizar.
- 9.2. Verificar el reporte de la guardia saliente.
- 9.3. Recibir la orden escrita de trabajo, el maestro y ayudante cargador.
- 9.4. El maestro cargador, Llevara el protocolo de voladura firmados por los superintendentes de: Mina, Planeamiento jefe de perforación y voladura.
- 9.5. El maestro y el ayudante recibirán la orden de trabajo, por escrito. Inspeccionar el área de trabajo, verificando: la ventilación, la estabilidad de la roca (desatar y/o percutar de ser necesario), el orden y la limpieza.
- 9.6. Llenar el IPERC identificando los peligros existentes en el área de trabajo y aplicar los controles respectivos. Revisar las instalaciones de aire, herramientas con el check list pre uso del equipo poniendo atención a los puntos no negociables.
- 9.7. Acondicionar la labor: bloqueo del tajeo con cinta roja y colocar la iluminación con energía cero, previa coordinación con el supervisor.
- 9.8. Bloquear el área de trabajo (zona de carguío) con la cadena de restricción amarilla, letreros de señalización para evitar el pase de personal no autorizado.
- 9.9. Verificar las condiciones de los taladros introduciendo el tubo de 1" Ø. Sopletear o limpiar el agua y posibles detritos que obstruyan el ingreso del cebo, medir los taladros y realizar el carguío de acuerdo al protocolo
- 9.10. Para iniciar el carguío se debe contar con el protocolo de voladura en donde indica el ESQUEMA DE CARGUÍO, se debe realizar el levantamiento de los taladros verificando que estén limpios para realizar el carguío (en caso que haya taladros tapados o comprimidos coordinar con el supervisor para su respectivo repaso del taladro).
- 9.11. Verificar las condiciones de los taladros introduciendo el tubo de 1" Ø. Sopletear o limpiar los posibles detritos que obstruyan el ingreso del cebo, medir los taladros y realizar el carguío de acuerdo al protocolo.

- 9.12. Al realizar el carguío de taladros pasantes taponear los taladros que comunican al nivel inferior (En caso de perforación negativa) haciendo uso de la tela arpillera, Se debe colocar un colchón con detritos, de tal manera que este alcance de 0.50 metros desde la boca del taladro.
- 9.13. Realizar el cebado en lugar desatado, seco y ventilado, nunca cerca de instalaciones eléctricas, para ello se utilizará punzón de cobre.
- 9.14. Se procede a llenar el taladro de acuerdo a la cantidad de explosivo calculado para cada taladro, el llenado es por gravedad, luego de llenar se coloca un taco de material inerte (detritus de la perforación o arena).
- 9.15. Unir todos los conectores de las mangueras del accesorio con el cordón detonante en circuito cerrado y amarrar hacia el lado de la salida, el cordón detonante debe amarrarse con dos carmex de 7 pies y este a 10cm de mecha rápida. Evitar que el cordón detonante roce con la roca y excedentes de la manguera del accesorio.
- 9.16. En caso se tenga sobrante de material explosivo o accesorios, estos deben ser llevados al polvorín para ser registrado como tal por el bodeguero de Polvorín, también se debe retirar herramientas y materiales utilizados a fin de que la ruta de salida este libre. Así mismo realizar el orden y limpieza de la labor.
- 9.17. Cumplir con el horario de disparo establecido por la empresa:
- a. Turno día: 6:30 p.m.
 - b. Turno noche: 6:15 a.m.
- 9.18. Apagar el ventilador y el supervisor coordinará la zona de influencia, colocando vigías en los puntos de acceso a la labor y dará la orden para el chispeo al MCTL, así mismo se colocará letreros de “No ingresar, labor disparada”.
- 9.19. El personal debe garantizar una eficiente voladura y realizar el informe correspondiente, reportando el consumo de los explosivos y los remanentes.

10. RESTRICCIONES

- 10.1. No manipule los explosivos si no cuenta con SUCAMEC
- 10.2. Siempre se debe realizar el chispeo entre dos personas
- 10.3. Prohibido transportar los explosivos junto con los accesorios, hacerlo por separado
- 10.4. Nunca prepare los cebos con clavos riesgo de explosión
- 10.5. Nunca regrese a la labor antes del tiempo establecido
- 10.6. Nunca doble los accesorios de voladura
- 10.7. Prohibido el chispeo de labores de otras contratadas
- 10.8. Nunca corte los cartuchos en dirección a su cuerpo
- 10.9. Nunca realizar trabajos simultáneos

| PREPARADO POR | REVISADO POR: | REVISADO POR: | APROBADO POR: |
|--|--|--|---|
| | | | |
| SUPERVISOR DEL ÁREA | RESIDENTE ING. EDSON TICONA RODRIGUEZ | GERENTE DE SEGURIDAD Y SALUD OCUPACIONAL | GERENTE DE OPERACIONES FRANK POLINO PORTAL |
| FECHA DE ELABORACIÓN: <u>02/03/2017</u> | FECHA DE ELABORACIÓN: <u>02/03/2017</u> | FECHA DE ELABORACIÓN: <u>02/03/2017</u> | FECHA DE APROBACIÓN: 15/03/2017 |