



Universidad
Continental

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Diseño de malla de perforación y voladura
para estandarizar en el método de
Explotación Sublevel Caving**

Gerson Cristian Cairo Camarena

Huancayo, 2019

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. JULIO FREDY PORRAS MAYTA

DEDICATORIA

“A mis padres, por sus enseñanzas y
su apoyo incondicional.”

Gerson Cristian.

AGRADECIMIENTO

A los docentes de la Universidad Continental, Escuela Académica Profesional de Ingeniería de Minas, por las enseñanzas brindadas.

A la Sociedad Minera Corona S.A. unidad de producción Yauricocha, por el apoyo brindado en la realización de la presente investigación.

Finalmente corresponde mi agradecimiento al Ing. Julio Fredy Porras Mayta, asesor de este trabajo de investigación, por su valioso aporte, en el desarrollo del mismo.

El autor

INDICE

	Pag.
ASESOR	ii
DEDICATORIA	iii
AGRADECIMIENTO	iv
INDICE	v
INDICE DE TABLAS	ix
INDICE DE FIGURAS	x
RESUMEN	xii
ABSTRACT	xiii
INTRODUCCION	xiv

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	1
1.1.1. Formulación del problema	3
1.1.1.1. Problema principal.....	3
1.1.1.2. Problemas específicos.....	3
1.2. Objetivos de la investigación.....	3
1.2.1. Objetivo general	3
1.2.2. Objetivos específicos	4
1.3. Justificación e importancia	4
1.3.1. Justificación metodológica.....	4
1.3.2. Justificación social.....	4
1.4. Hipotesis y descripción de variables	5
1.4.1. Planteamiento de la hipótesis de investigación	5
1.4.1.1. Hipótesis general.....	5
1.4.1.2. Hipótesis específicas	5
1.4.2. Identificación y clasificación de las variables	5
1.4.2.1. Variable 1:	5
1.4.2.2. Variable 2:	6
1.4.3. Matriz de Operacionalización	6

CAPITULO II MARCO TEÓRICO

2.1. Generalidades de la empresa minera	7
2.1.1. Ubicación y accesos de la zona de estudio	7
2.2. Geología de la zona de estudio.....	8
2.2.1. Geología regional	8
2.2.2. Geología local	9
2.2.3. Geología Estructural.....	11
2.1. Antecedentes del problema	13
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	13
2.1.2. Antecedentes nacionales	14
2.1.3. Antecedentes regionales	14
2.2. Bases teóricas	15
2.2.1. Malla de perforación - voladura	15
2.2.2. Método de explotación sub level caving	15
2.2.2.1. Métodos de hundimiento.....	17
2.2.2.2. Introducción a los Métodos de Explotación Subterránea.....	18
2.2.2.3. Requisitos para la aplicación del Sublevel Caving a un yacimiento	19
2.2.2.4. Características.....	19
2.2.2.5. Ventajas y desventajas del método	20
2.3. Definición de términos básicos.....	21

CAPITULO III METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y alcance de Investigación	23
3.1.1. Método de investigación.....	23
3.1.2. Alcance de investigación	23
3.1.3. Tipo de investigación.....	23
3.1.4. Nivel de investigación.....	24
3.2. Diseño de investigación	24
3.3. Población y muestra	25
3.3.1. Población	25
3.3.2. Muestra	25
3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos.....	25
3.4.1. Técnicas.....	25

3.4.2. Instrumentos	26
---------------------------	----

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACION

4.1. Resultado y análisis de la información	27
4.1.1. Geología de la zona de estudio	27
4.1.1.1. Geoestructuras principales.	27
4.1.1.2. Mineralización.....	28
4.1.1.3. Caracterización del macizo rocoso	29
4.1.1.4. Levantamiento geomecánico línea de detalle	29
4.1.1.5. Distribucion de discontinuidades.....	29
4.1.1.6. Clasificacion geomecánica.	31
4.1.1.7. Zonificacion geomecanica de la masa rocosa.....	32
4.1.1.8. Condiciones de agua subterranea.	33
4.1.1.9. Parámetros geomecánicos	34
4.1.2. Preparación y explotación del tajo	35
4.1.2.1. Preparación del tajo.....	35
4.1.2.2. Explotación del tajo.....	45
4.1.3. Determinación del ángulo de perforación de taladro, longitud de perforación, potencia de voladura y dimensionamiento de Burden	54
4.1.3.1. Procedimiento de ejecución para recuperación de pilares y diseño de slot– sub level caving.....	55
4.1.3.2. Diseños de carguío y voladura implementados.....	66
4.1.4. Diseño de malla.....	75
4.1.4.1. Modelo General Esperanza	75
4.1.5. Optimizacion del metodo sublevel caving ciclo de minado.....	87
4.2. Prueba de hipótesis	93
4.2.1. Análisis inferencial.....	93
4.2.2. Análisis de la prueba de hipótesis	95
4.3. Discusión de resultado.....	97

CONCLUSIONES

RECOMENDACIONES

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

ANEXOS

Matriz de consistencia

Tabla t Student

Cartilla geomecánica

Información técnica

Ciclo de minado

INDICE DE TABLAS

Tabla 1: Criterio para clasificación de la masa rocosa	31
Tabla 2: Clasificación geomecánica según el tipo de roca	32
Tabla 3: Zonificación geomecánica de los cuerpos masivos	33
Tabla 4: Parámetros geomecánicos modelo flujo gravitacional	34
Tabla 5: Parámetros de acarreo	50
Tabla 6: Valores de perforación Slot	60
Tabla 7: Valores de voladura Slot	61
Tabla 8: Valores de perforación Slot- Corona	61
Tabla 9: Valores de perforación Slot - Corona	61
Tabla 10: Valores de perforación	65
Tabla 11: Datos de Voladura	65
Tabla 13: Resultados verificación REBOP	78
Tabla 14: Niveles Esperanza	78
Tabla 15: Resultados Esperanza 4m	81
Tabla 16: Resultados Esperanza 5.5m	82
Tabla 17: Resultados Esperanza 7m	84
Tabla 18: Valorización de malla - Esperanza	86
Tabla 19: Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving	93
Tabla 20: Interpretación de correlación	94
Tabla 21: Test de pruebas apareadas – t Student	95

INDICE DE FIGURAS

Figura 1: Ubicación de acceso hacia mina Yauricocha	8
Figura 2: Esquema típico del método de minado SUBLEVEL CAVING	16
Figura 3: Modalidad transversal del método Sublevel Caving	17
Figura 4: Minado hundimiento por subniveles (Sublevel Caving)	18
Figura 5: arreglo estructural de la masa rocosa de Mina Yauricocha	31
Figura 6: Preparacion del tajo	36
Figura 7: Construcción de subniveles	37
Figura 8: Preparación de ventanas	38
Figura 9: Aseguramiento del frente	39
Figura 10: Aseguramiento del frente	40
Figura 11: Limpieza del frente.....	41
Figura 12: Limpieza del frente.....	42
Figura 13: Entablado a.....	43
Figura 14: Entablado b.....	44
Figura 15: Entablado c.....	45
Figura 16: Descripción del método.....	46
Figura 17: Explotación del tajo.....	47
Figura 18: Control del flujo de mineral	48
Figura 19: Flujo de mineral	48
Figura 20: Perforación y voladura	49
Figura 21: Secuencia de minado	51
Figura 22: Dilución y recuperación de mineral	52
Figura 23: Refuerzo de la bóveda	53
Figura 24: Influencia de la geometría de salida en el ancho de extracción.....	55
Figura 25: Diseño de Slot – Corona	56
Figura 26: Vista 3D de tiros para Slot-Corona en diferentes niveles	62
Figura 27: Diseño taladros de producción.....	63
Figura 28: Diseño 3D taladros de producción	64
Figura 29: Niveles seleccionados para evaluación general.....	75
Figura 30: Periodo inicial	76
Figura 31: Evolución de elipsoides y periodo final-a	77
Figura 32: Evolución de elipsoides y periodo final-b	77
Figura 33: Espaciamiento y ancho de ventana	79

Figura 34: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m -a	79
Figura 35: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m - b	80
Figura 36: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m –c.....	80
Figura 37: Punto de extracción y Elipsoides de interacción - Cuerpo Esperanza.....	81
Figura 38: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 5.5m.....	82
Figura 39: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 7m.....	83
Figura 40: Resumen resultados espacamiento – Esperanza	84
Figura 41: Módulo unitarios para la valorización de mallas	85
Figura 42: Diseño de malla	87
Figura 43: Limpieza del espojamiento.....	88
Figura 44: Malla	89
Figura 45: Perforación	90
Figura 46: Ejecucion de voladura.....	90
Figura 47: Limpieza de material.....	91
Figura 48: Voladura de los taladros de producción	92
Figura 49: Perforación	92

RESUMEN

La investigación se plantea resolver el problema: ¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?, y como objetivo general: determinar el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving; la hipótesis a contrastar consiste que el diseño de malla de perforación y voladura estandarizará en el método de explotación Sublevel Caving.

El método empleado fue el científico, el tipo de investigación aplicada, el nivel de investigación explicativo, con un diseño correlacional-causal. La muestra esta constituida por el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza. El instrumento utilizado fue el cuestionario adecuada a la variable, para el análisis e interpretación de datos se utilizó la estadística descriptiva e inferencial, y como conclusión general se afirma que el diseño de malla de perforación y voladura influirá directamente para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 según el estadígrafo rho de Spearman de 0,393 y esta es significativa indicado por $t_{\text{calculado}} < t_{\text{tabla}}$ (1,711 < 5,250). El ángulo de perforación de taladro estandarizado al final de las pruebas es de 90°. La longitud de perforación fue de 1.2 m. El factor de potencia al minado con taladros largos en promedio fue de 0.25 Kg/ton, con una carga operante promedio de 15.44 Kg de explosivos por retardo. El dimensionamiento para la malla de perforación en abanico: para el burden fue de 1.7 m. y para el espaciamiento de malla de perforación de 1 m.

Palabras claves: Método de explotación Sublevel Caving, malla de perforación

ABSTRACT

The research aims to solve the problem: What is the design of perforation and blasting mesh to standardize in the method of exploitation Sublevel Caving in the pit 6950 zone II Esperanza Corps Mina Central Yauricoc1ha 2018?, and as a general objective: determine the design of perforation and blasting mesh to standardize on the Sublevel Caving exploitation method; The hypothesis to be contrasted is that the perforation and blasting mesh design will directly influence to sta1ndardize the Sublevel Caving method of exploitation.

The method used was the scientist, the type of applied research, the level of explanatory 1research, with a correlational-causal design. The sample was constituted by the crossing of 6950 zone II Esperanza Corps. The instrument used was the questionnaire adapted to the 1variable.

For th1e analysis and interpretation of data, descriptive and inferential statistics were used, and as a general conclusion it is affirmed that the perforation and blasting mesh design will directly influence to standardize the Sublevel Caving exploitation method in the block 6950 zone II. Central Yauricocha 2018 according to Spearman's rho statistician of 0.393 and this is significant indicated by t Student $t_{table} < t_{Student\ calculated}$ (1,711 < 5,250). The drill hole angle standardized at the end of the tests is 90 °. The perforation length was 1.2 m. The power factor when mining with long drills on average was 0.25 kg / ton, with an average operating load of 15.44 kg of explosives per delay. Sizing for the perforated mesh in a fan: for the burden was 1.7 m. and for the spacing of 1 m perforation mesh.

Keywords: Sublevel Caving method, perforation mesh

INTRODUCCION

Actualmente la empresa minera Sociedad Minera Corona S.A., en la unidad de producción Yauricocha presenta problemas con respecto a la perforación y voladura aplicadas al método Sublevel Caving, y como conocedores de la perforación y voladura conforman una unidad se hace imprescindible realizar el estudio de dichas actividades con la finalidad de establecer los parametros para su estandarización. La preocupación principal está sobre la recuperación de material que está generando pérdidas económicas. En este sentido es necesario un reajuste en el diseño de la malla de perforación y voladura para poder mejorar la recuperación de material.

En el área de perforación y voladura, se están realizando pruebas en los tajos pilotos con las mallas de perforación y voladura que sean óptimas para la recuperación de mineral. Las perforaciones se realizan con taladros largos “abanicos”, en los subniveles de explotación en los pisos intermedios cada 16 m de altura por piso, en la actualidad se está preparando dos subniveles intermedios piso 16 y piso 8 para la explotación de los yacimientos mineralizados.

A partir de estas observaciones se ha considerado la necesidad de estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving con el fin de optimizar la voladura, y disminuir los costos que se emplea para esta operación, las pruebas se realizan en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

La presente tesis se desarrolla en base a 4 capítulos.

CAPITULO I. se refiere al planteamiento del problema, objetivos de investigación, la justificación de la tesis.

CAPITULO II. Se refiere a los antecedentes, al marco teórico, variables e indicadores, objetivos e hipótesis.

CAPITULO III. Trata la metodología, se refiere a como se a llevado acabo el tipo, diseño y técnicas de investigación

CAPITULO IV. Resultados: se propone un diseño de malla de perforación, se realiza un análisis de avances, producción, estadístico de la enseñanza con el nuevo diseño de malla de perforación y por último se realiza el análisis de los resultados, contrastación de la hipótesis y discusión de los resultados, para culminar con las conclusiones, recomendaciones, anexos y la referencia bibliografica.

El autor

CAPITULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Planteamiento y formulación del problema

Las excavaciones subterráneas son un mundo sorprendente. Es asombrosa la capacidad del ser humano de desarrollar técnicas cada vez más avanzadas para crear espacios subterráneos con distintos cometidos. Desde los primeros registros de excavaciones mediante la técnica del fuego hace 40.000 años atrás, hasta la actual utilización de tuneladoras completamente mecanizadas, las técnicas constructivas de obras subterráneas, engloban ciencia, ingeniería y arte.

En el año 1963 la Cerro de Pasco Cooper Corporation realiza la explotación empleando el método Block Caving en los niveles 360, 410, 520 y 575 de la Zona I de Mina Central. El método se aplicó a roca incompetente que colapsaba al momento de retirar la fortificación.

En el año 1976 Centromin Perú S.A continúa con la explotación con el método Sublevel Caving en el Nv. 720 área 9 cuerpo Antacaca, Zona II, Mina Central obteniendo resultados negativos en su recuperación como consecuencia del desprendimiento de desmontes que dio lugar a la dilución y riesgos inminentes de generar accidentes.

En el año 1996 al no existir otro método que garantice un rendimiento óptimo para los cuerpos de mineral friable, Centromin Perú S.A. después de una evaluación determina cambiar el Block Caving por el Sublevel Caving mixto en los Niveles 575 y 620 de Mina Central, utilizando sostenimiento mediante cuadros y la extracción mediante Scoop de 1.5 -3 yardas, obteniéndose resultados satisfactorios con rendimiento hasta de 90 %.

En el año 2002 cuando Sociedad Minera Corona S.A. se hace cargo de las operaciones y continua aplicando el método de Sublevel Caving convencional utilizando para la extracción de mineral.

En el año 2003 Sociedad Minera Corona S.A. al observar que la explotación por el método Sublevel Caving es satisfactorio y garantiza un rendimiento optimo, determina aplicar el método Sublevel Caving Mecanizado en los cuerpos masivos de la Mina Central, siendo parte el cuerpo Mascota.

Sociedad Minera Corona S.A. unidad de producción Yauricocha, realiza el método de explotación para los cuerpos masivos mediante el Sublevel Caving (Hundimiento por Subniveles).

Realizando perforaciones de taladros largos “abanicos”, en los subniveles de explotación en los pisos intermedios cada 16 m de altura por piso, ya que en la actualidad preparamos dos subniveles intermedios piso 16 y piso 8 para la explotación de los yacimientos mineralizados.

Las perforaciones en Sociedad Minera Corona S.A. unidad de producción Yauricocha, se realizan en retirada por ventanas de producción, en forma positiva y descendente, en los subniveles de explotación.

Actualmente se tienen problemas:

- Los taladros de perforación que se realizan, no se controlan los ángulos de inclinación para cada taladro perforado, originando gran espaciamiento de taladro a taladro en la parte superior, por lo cual se origina un burden demasiado mayor, en la parte superior ocasionando que la voladura no sea lo que se espera, formando grandes bancos que llegan a tapar los bolsillos de las ventanas, originando a voladuras secundarias (plasteo).
- Los cuerpos como caja encajonante tienen granodiorita y caliza, donde existe bastante filtración de agua, originando soplos de mineral, para el control de las filtraciones del agua y evitar soplos se realiza, taladros de 3 pulgadas con una longitud de 16 metros, para drenaje del agua.

Actualmente Sociedad Minera Corona S.A. unidad de producción Yauricocha, en el área de perforación y voladura, se están realizando pruebas en los tajos pilotos con las mallas de perforación y voladura que sean óptimas para la recuperación de mineral.

Partiendo de esta problemática surgen las siguientes interrogantes:

1.1.1 Formulación del problema

1.1.1.1 Problema general

¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?

1.1.1.2 Problemas específicos

- a) ¿Cuál es el ángulo de perforación de taladro para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?
- b) ¿Cuál es la longitud de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?
- c) ¿Cuál es el factor de potencia de la voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?
- d) ¿Cuál es el dimensionamiento del burden y espaciamiento de malla de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?

1.2. Objetivos de la investigación

1.2.1 Objetivo general

Determinar el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

1.2.2 Objetivos específicos

- a) Determinar el ángulo de perforación de taladro para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- b) Determinar la longitud de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- c) Calcular el factor de potencia de la voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- d) Evaluar el dimensionamiento del burden y espaciamiento de malla de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

1.3. Justificación e importancia

El presente trabajo de investigación se justifica en:

1.3.1 Justificación metodológica

Para el desarrollo del presente trabajo de investigación el autor elaborara tablas y metodologías propias que pueden servir de base para otras investigaciones similares.

1.3.2 Justificación social

La tesis se justifica socialmente ya que con el desarrollo de la investigación se pretende diseñar la malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha y de esta manera solucionar el problema que se tiene para la recuperación de mineral en su totalidad.

1.4. Hipotesis y descripción de variables

1.4.1. Planteamiento de la hipótesis de investigación

1.4.1.1. Hipótesis general

El diseño de malla de perforación y voladura estandarizará en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018.

1.4.1.2. Hipótesis específicas

- a) El ángulo de perforación de taladro tiene incidencia para encontrar la longitud óptima para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- b) La longitud de perforación tiene incidencia para limitar el tajeo en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- c) El factor de potencia de la voladura influye para determinar la granulometría en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
- d) El dimensionamiento del burden y espaciamiento de malla de perforación para determinar la granulometría en estandarizar el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

1.4.2. Identificación y clasificación de las variables

1.4.2.1. Variable 1:

X_1 : MALLA DE PERFORACIÓN - VOLADURA

Definición conceptual: Las malla de perforación son líneas de pintura cuadrículadas ya pre calculado, que se marca dentro de la veta antes contorneada por el área de geología para guiar al perforista. Cada potencia de

CAPITULO II

MARCO TEÓRICO

2.1. Generalidades de la empresa minera

2.1.1. Ubicación y accesos de la zona de estudio

La mina Yauricocha políticamente está Ubicada en el distrito de Alis, provincia de Yauyos, departamento de Lima aproximadamente a 12 km. al Oeste de la Divisoria Continental y a 60 Km. al Sur de la estación Pachacayo del FF.CC. Localizada geográficamente en la zona alta de la cordillera Occidental Andina, muy cerca de la línea Divisoria Continental, en las nacientes de uno de los afluentes del río Cañete, el que desemboca al Océano Pacífico. El área de la mina se encuentra a una altitud promedio de 4 600 m.s.n.m.

Las principales vías de acceso a la mina Yauricocha, son por la carretera central Lima - Huancayo — Yauricocha, con 420 Km. de distancia, la vía es asfaltada de Lima a Huancayo — Chupaca, de Chupaca hasta la mina Yauricocha es Carretera Afirmada. Otra vía importante es por la panamericana Sur Lima — Cañete — Yauricocha, por el valle del río Cañete con una distancia de 370 Km. la vía esta asfaltada de Lima a Pacarán y de Pacarán a la mina Yauricocha es carretera Afirmada.

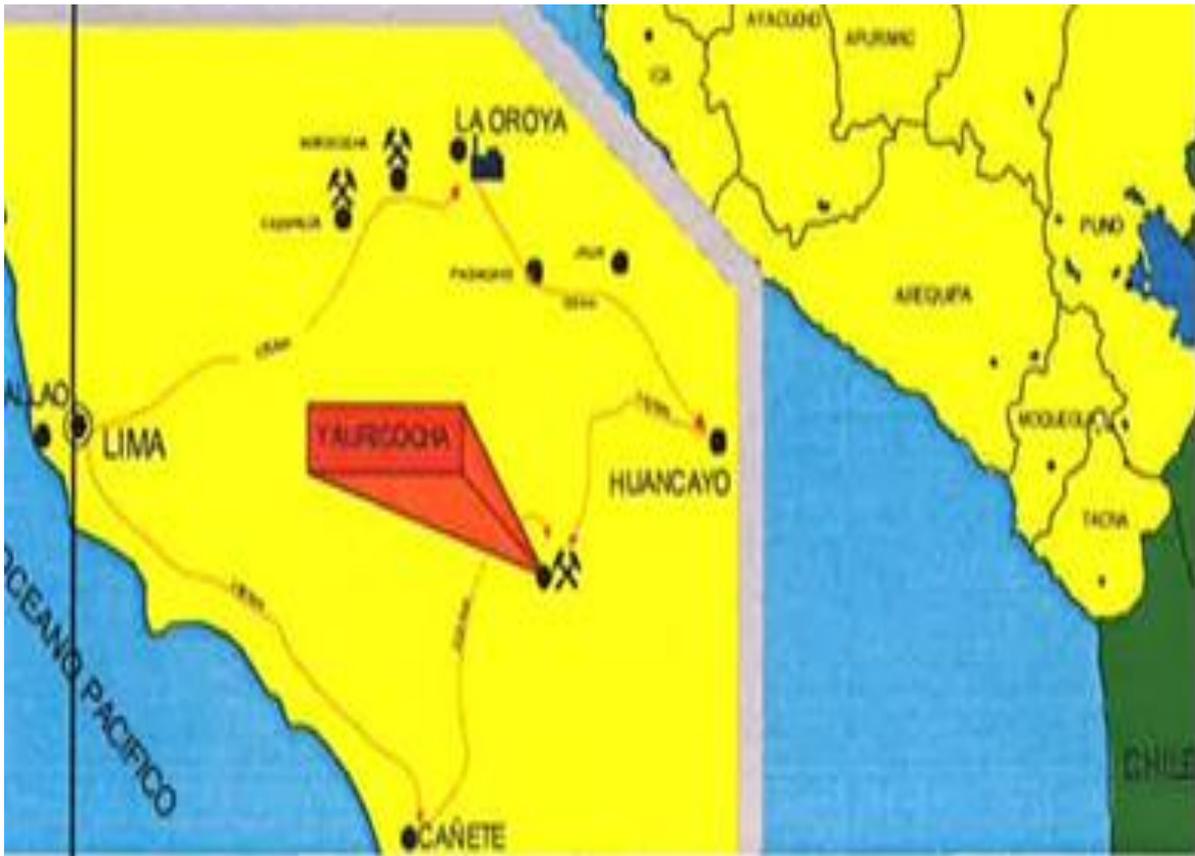


Figura 1: Ubicación de acceso hacia mina Yauricocha

Fuente: Área de Geología

2.2. Geología de la zona de estudio

2.2.1. Geología regional

El Área de la mina, se caracteriza por presentar una marcada y gruesa secuencia sedimentaria calcárea y clástica, fuertemente plegada. Estructuralmente los ejes de los pliegues tienen una dirección preferencial NW, de igual forma se observa un sistema de fallas que siguen la dirección NW.

El Área de la mina, se caracteriza por presentar una marcada y gruesa secuencia sedimentaria calcárea y clástica, fuertemente plegada. Estructuralmente los ejes de los pliegues tienen una dirección preferencial NW, de igual forma se observa un sistema de fallas que siguen la dirección NW.

2.2.2. Geología local

a) Formación Jumasha.

La formación Jumasha del Cretáceo Medio (Turoniano), con espesor promedio de 700 m consistente de caliza masiva de color gris claro. En la base, cerca al contacto con las areniscas, incluye intercalaciones de lutitas carbonosas. Estos estratos están sucedidos por lentes discontinuos de calizas marrones y grises, ocasionalmente con horizontes lutáceos y silíceos de unos 6,00 m de espesor. También están presentes pseudobrechas de probable origen sedimentario y un sill de basalto. En las cercanías de los cuerpos mineralizados las calizas se encuentran formando aureolas marmolizadas y recristalizadas. Las rocas huésped más favorable para la mineralización en el área de Yauricocha, son éstas calizas.

b) Formación Celendín.

Sobreyaciendo concordantemente a las calizas Jumasha se encuentra la formación Celendín; formada por lutitas silicificadas finamente estratificada con intercalaciones de caliza recristalizada, calizas arcillosas, de edad Santoniana (cretácico superior). Su espesor promedio, en el área de Yauricocha, es de 400 metros.

A esta unidad que anteriormente se le consideraba como estratos inferiores de las capas rojas Casapalca, localmente se le ha denominado France Chert.

c) Capas rojas Casapalca.

Esta formación sobreyace concordantemente a la formación Celendín siendo su contacto gradacional. Se le ha asignado una edad entre el Cretáceo Superior y el Terciario Inferior, ya que la ausencia de fósiles no permite datarla con exactitud. Está constituida principalmente por lutitas rojas calcáreas, calizas puras y calizas arenosas rojizas, ocasionalmente se ha reportado la presencia de flujos de lava y capas tufáceas.

En el camino a Chumpe, es posible observar las capas rojas la que presenta un rumbo N25°W y buzamientos de 75° al SW.

d) Cobertura volcánica Cenozoica.

Se ha reconocido rocas volcánicas a lo largo de la falla Yauricocha, en las partes altas, estas unidades volcánicas se encuentran yaciendo en discordancia angular a las formaciones Celendín, capas rojas y como "Roof Pendant" sobre los intrusivos. La mayor parte de esta cobertura volcánica es de composición andesítica muy silicificadas, de color gris oscuro, grano fino, con presencia de pinta disseminada.

e) Intrusivos.

Las rocas intrusivas están representadas por dos conspicuo stock de granodioritas, hipabisales.

Stock Yauricocha.

El stock granodiorítico de Yauricocha, es de forma irregular, su superficie cubre aproximadamente 6 km² parte del contacto está controlado por la litología, siguiendo los planos de estratificación. A lo largo de su contacto, al cortar a unidades de la formación Celendín, se encuentran afectadas por el metamorfismo a hornfels (France Chert), las capas rojas están afectadas a cuarcitas y hornfels, las calizas jumasha, solo sufren un moderado blanqueamiento y marmolización.

La granodiorita es de color gris (zona de alteración) a gris rosáceo (zona inalterada), más o menos equigranular y de grano medio. El color en superficie de intemperismo se ve grisáceo con pátinas y/o impregnaciones de óxidos de hierro. Macroscópicamente, se observa fenocristales de plagioclasas, anfíboles, biotitas y trazas de magnetita.

Al SW de la falla Yauricocha entre las localidades, El Paso, Éxito Ipillo y San Valentín, aflora otro cuerpo intrusivo de composición granodiorítica, grano fino a medio, equigranular, de color gris a gris rosáceo, macroscópicamente se observan fenocristales de plagioclasas, hornblendas, biotitas, magnetita en trazas, granito y vetillas de epidota (albita pervasiva). En superficie de intemperismo adquiere un color grisáceo.

Metamorfismo.

Todas las masas intrusivas han producido aureolas de metamorfismo en las rocas encajonantes; la extensión, tipo y grado de metamorfismo varía grandemente con los diferentes tipos de roca. Las rocas se convierten en cuarcitas, lutitas hornfésicas y calizas recristalizadas. Las aureolas metamórficas que rodean las intrusiones son de diferente extensión. El blanqueamiento de las lutitas se extiende más allá de la zona de los silicatos cálcicos: mientras que las calizas Jumasha son recristalizadas y blanqueadas por distancias bien cortas.

Localmente las emanaciones que escapan del intrusivo han producido en ciertos casos zonas angostas de: 1,00 m. - 3,00 m de skarn y otros de 30,00 m a 50,00 m las que realmente son parte integral de la intrusión, siendo en este caso intrusivo contaminado en vez de caliza alterada. En estas zonas de Skarn se han desarrollado epidota, zoisita, tremolita, wollastonita, flogopita, granate, clorita y diópsido.

2.2.3. Geología Estructural.

Como consecuencia de los esfuerzos tectónicos, que dieron lugar al levantamiento de la Cordillera de los Andes, la estructura local de rumbo general NW-SE está conformada principalmente de:

a) Pliegues.

Varios pliegues conforman las estructuras principales del área de Yauricocha: anticlinal Purísima Concepción y Sinclinal France Chert en la Mina Central, Anticlinal Cachi Cachi y Sinclinal Huamanripa al Norte y Sinclinal Quimpara inmediatamente al Sur de la laguna Pumacocha, norte de la Mina San Valentín.

El anticlinal Purísima Concepción, que se encuentra al SW de la mina de Yauricocha, es una estructura local apretada, bien marcada y definida por un sill de basalto de 17 m de espesor. El "trend" de su eje es aproximadamente N 50° W con suave "plunge" de 20° al SE. En el eje de este anticlinal y hacia el flanco E del Sill de basalto existe ocurrencia de oro diseminado en brechas silicias y horizontes silicificados.

El sinclinal France Chert, ubicado al NE de la mina, es un pliegue igualmente apretado con el "trend" de su eje que cambia de N 35° W (en el S) a N 65° W (en el N) y suave "plunge" de 40° al SE. En el flanco occidental de este pliegue y en calizas bandeadas sin plegamiento subsidiario, se encuentra el depósito mineral de Yauricocha.

En el área de la mina central, el rumbo NW de los sedimentos plegados, fue rotado por esfuerzos horizontales, un ángulo de 30° en el sentido al movimiento de agujas del reloj. Esta distorsión del plegamiento puede haberse producido por una falla de desgarramiento del basamento de rumbo NE-SW.

El Sinclinal Quimpara inmediatamente 1 Km al Sur del desagüe de la laguna Pumacocha tiene un eje con rumbo N 45° W, Su flanco Este descansando sobre el intrusivo con ángulo de 70° a 75° al W y el flanco Oeste con aproximadamente 80° E conformada por paquetes calcáreos gris oscuros, recristalizados en la proximidad al contacto y ocurrencia de un afloramiento de granates, magnetita y óxidos de cobre en el mismo contacto.

b) Fracturas.

Los esfuerzos ocurridos en varias épocas, dieron como resultado el desarrollo de diversos sistemas de fracturas.

Durante el plegamiento, evento pre y/o contemporáneo al intrusivo, tuvo lugar la primera fracturación desarrollándose fallas longitudinales paralelas al rumbo regional de la estratificación. De todas estas fallas, resalta la falla Yauricocha que aparece a lo largo del contacto caliza Jumasha - lutita Celendín la cual se extiende a gran distancia al SE de la mina Ipillo y continua al N, detrás del cerro Huamanripa, paralelo y lo largo de la laguna Silacocha.

Después que los intrusivos se emplazaron, el rumbo de los sedimentos plegados, al NW de la mina, fue girado por esfuerzos horizontales unos 30°. Como resultado de este giro, se desarrollaron cizallas y juntas de rumbo NW-SE, NE-SW y E-W, con buzamiento 50°-80° NE ó SW, las primeras; 60°-85° SE ó NW, las segundas y 80° N ó S a casi verticales, las terceras. Este conjunto de fracturas que forman bloques fallados, a través de los dominios litológicos del área, juntamente con la falla Yauricocha representan la fracturación más

importante del distrito minero de Yauricocha y ejercieron un fuerte control en la posición de vetas, cuerpos mineralizados.

c) Contactos.

Los contactos calizas Jumasha - lutitas Celendín (France Chert), calizas Jumasha-intrusivo y Lutitas Celendín-intrusivo, tienen importancia estructural durante el plegamiento, fracturación y ascenso de las soluciones mineralizantes.

d) Brechas.

Las brechas que ocurren en el área de Yauricocha, siguen principalmente la alineación estructural y se presentan mayormente en las calizas asociados a los contactos e intercepciones de fracturas; sus formas son tabulares y/o tubulares.

Estas brechas que pueden ser tectónicas de explosión, de intrusión o de contacto, constituyen una de las principales estructuras receptoras de mineralización.

2.1. Antecedentes del problema

2.1.1. Antecedentes internacionales

Antillo, D. (2012) en su tesis "Estudio de esfuerzos en roca hundida por medio de elementos discretos; realizado en la Universidad de Chile, Facultad de Ciencias Físicas y Matemáticas, Departamento de Ingeniería Civil, Departamento de Ingeniería de Minas. El principal objetivo de este trabajo de título es el estudio de los esfuerzos en la roca fragmentada a través de la utilización de un software 2D basado en el método de los elementos discretos, simulando los experimentos realizados en un modelo físico a escala de block caving y estudiando la influencia de propiedades mecánicas y parámetros de diseño en los esfuerzos verticales obtenidos numéricamente. Concluyendo que los esfuerzos verticales entregados por los modelos desarrollados en UDEC en la etapa de llenado sin extracción se acercan a los resultados experimentales y concuerdan con la teoría de esfuerzos en medios granulares (Janssen), donde el esfuerzo vertical se estabiliza a partir de un cierto nivel de columna vertical de material. No es posible establecer una

correlación positiva o negativa entre el tamaño de partícula del modelo numérico y el esfuerzo vertical medio resultante. El modelo con una granulometría media (d50) correspondiente a 0.16 [m] es la que más se acerca a las mediciones experimentales con un error relativo promedio de 28%.

2.1.2. Antecedentes nacionales

Sulca, R. en su tesis titulada: “Evaluación técnico económica del minado por subniveles con taladros largos en mantos en la U.E.A. Colquijirca Sociedad Minera El Brocal S.A.A; realizada en la Universidad Nacional de San Cristóbal de Huamanga, Facultad de Ingeniería de Minas, Geología y Civil, Escuela de Formación Profesional de Ingeniería de minas. Tiene como objetivo principal: Optimizar la producción aplicando el método de minado por subniveles con taladros largos en mantos en la mina Marcapunta Norte. Finalmente concluye que: Se ha diseñado y puesto en marcha un método de minado que combina el uso del método convencional de cámaras y pilares corridos con el método tajeo por subniveles con taladros largos para la apertura de las cámaras, lo cual está permitiendo el minado masivo del yacimiento Marcapunta Norte. Conluyendo que se vienen logrando son satisfactorios tanto en el control de la estabilidad de las cámaras y de los pilares como en la eficiencia del minado. El minado está avanzado y están quedando vacías las cámaras, que constituyen las tajeo primarios, en esta primera fase de minado.

2.1.3. Antecedentes regionales

Solano, R. en su tesis titulada: “Aplicación de los principios del flujo gravitacional al Diseño Geométrico del Sublevel Caving; realizado en la Universidad Nacional del Centro del Perú, Facultad de Ingeniería de Minas. Cuyo objetivo principal es: demostrar que el grado de recuperación del mineral en condiciones donde la dilución no se presenta, depende además del ancho de la abertura de extracción y el grado de fragmentación del mineral, del control del método de extracción (forma de extracción), el mismo que determinará el mejor diseño del Sublevel Caving. Se concluye que las pruebas registradas en las fotografías y video adjunto han demostrado la creación de un único elipsoide de extracción, el cual es dividido en dos elipsoides de menor dimensión cerca de las abertura de extracción del mineral en el método de extracción lateral, de esta manera las investigaciones difundidas por Rudolf Kavapil en el que demuestra un elipsoide de extracción y otro de

desprendimiento no son confirmadas mientras se realice la extracción en forma lateral; es decir, mientras se realiza la extracción de mineral en forma lateral, se genera un elipsoide desprendimiento, además se genera otro único elipsoide de extracción hasta que llegar cerca de las aberturas de extracción lateral, donde este elipsoide de extracción se divide en dos elipsoides. En un hecho que el elipsoide de extracción es proporcional al grado de recuperación del mineral, donde la tendencia de esta relación es casi constante y horizontal e igual a 0.006, por lo tanto se concluye que el grado de recuperación del mineral es directamente proporcional al ancho del elipsoide generado en el proceso de extracción del mineral, aun cuando se cambien los métodos de extracción, el ancho de la abertura de extracción y el grado de fragmentación. Finalmente se concluye que la modificación de la variable independiente del método de extracción determina el incremento o disminución del ancho del elipsoide, el mismo que es proporcional al grado de recuperación del mineral.

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Malla de perforación - voladura

Calvin J. "las malla de perforación son líneas de pintura cuadriculadas ya pre calculado, que se marca dentro de la veta antes contorneada por el área de geología para guiar al perforista. Cada potencia de veta tiene sus tipos de malla estandarizada con la cual se puede hacer el diseño de la malla, para un mejor control de la roca encajonante.

2.2.2. Método de explotación sub level caving

El Sublevel Caving es un método basado en la utilización del flujo de gravedad del mineral derrumbado.

En mina Yauricocha se aplica el Método de explotación subterráneo Sublevel Caving desde el 2004.

Según Cardenas el método SubLevel Caving nació originalmente como un método aplicable a roca incompetente que colapsaba inmediatamente después de retirar la fortificación. Se construían galerías fuertemente sostenidas a través del cuerpo mineralizado, se retiraba la fortificación y el mineral hundía espontáneamente para luego ser transportado fuera de la mina. Cuando la dilución llegaba a un punto

excesivo, se retiraba otra corrida de fortificación y se repetía el proceso. Este método tenía alta dilución y poca recuperación, pero fue el único aplicable a ese tipo de roca en esos tiempos dada la tecnología involucrada.

En épocas recientes, el método ha sido adaptado a roca de mayor competencia que requiere perforación y voladura. Evidentemente dejó de tratarse de un método de hundimiento en referencia al mineral, pero el nombre original ha perdurado.

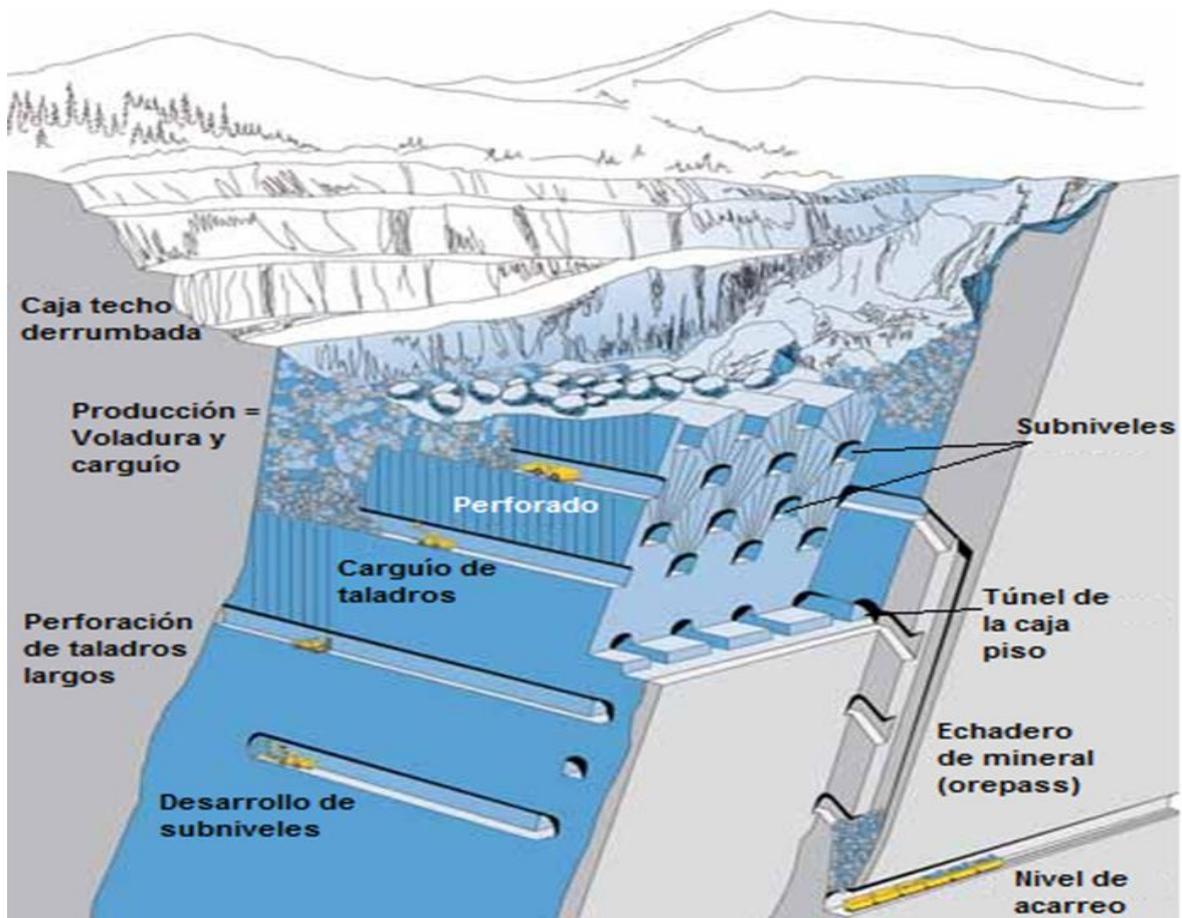


Figura 2: Esquema típico del método de minado Sublevel Caving

Fuente: Castro, L. 2009 (1)

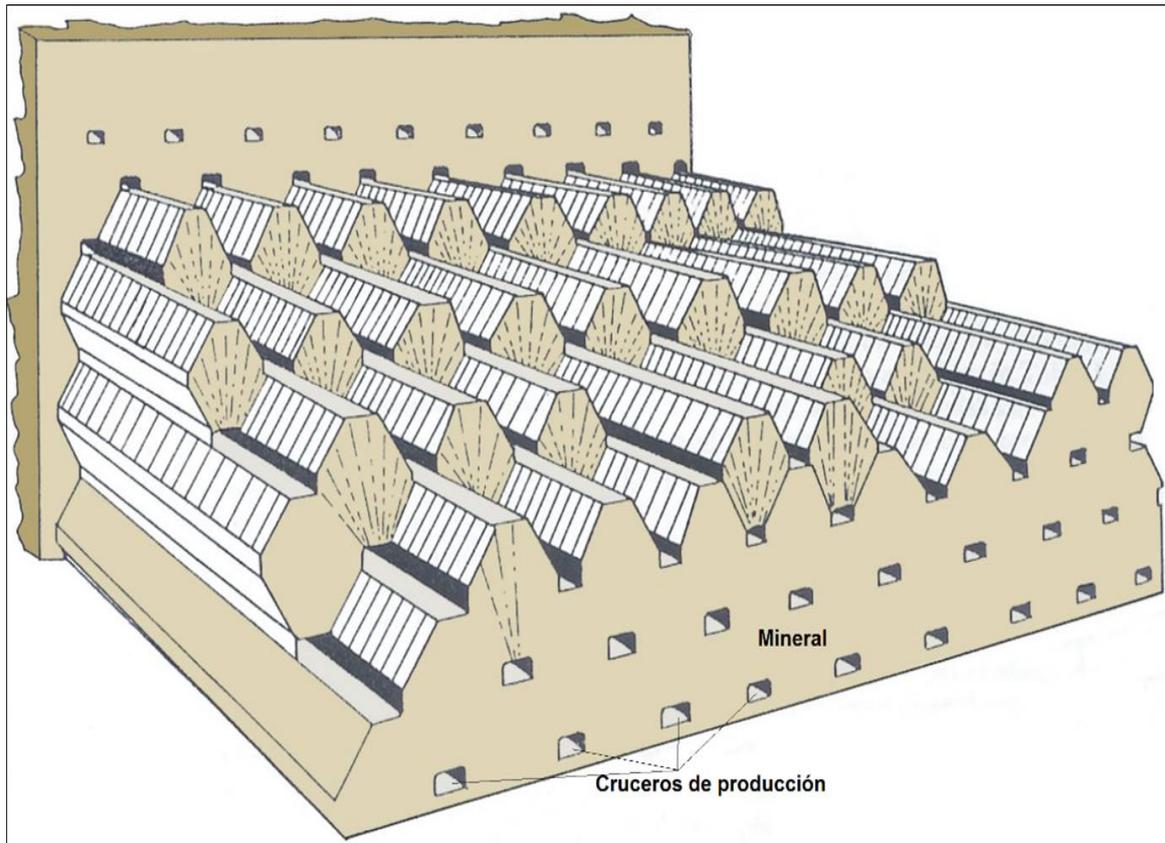


Figura 3: Modalidad transversal del método Sublevel Caving

Fuente: Castro, L. 2009

2.2.2.1. Métodos de hundimiento

Donde las cavidades generadas por el mineral extraído son rellenas con el material superpuesto (mineral, mientras dura la explotación, y estéril, una vez finalizada).

El hundimiento y consecuente relleno de las cavidades se produce simultáneamente a la extracción del mineral. El diseño más ampliamente utilizado es el denominado “Block Caving” y es usado en cuerpos grandes, masivos y con las siguientes características: El cuerpo debe tener alto buzamiento o ser vertical y de gran extensión.

Después del corte, la roca debe ser capaz de romperse en fragmentos adecuados. Las condiciones de la superficie deben permitir la subsidencia del área excavada.

El mineral debe ser homogéneo y diseminado. Sus principales ventajas incluyen que es un método económico, altamente productivo que requiere poca perforación, voladura y sostenimiento. Por último es un método que permite una alta producción y puede ser utilizado en cuerpos mineralizados de baja ley.

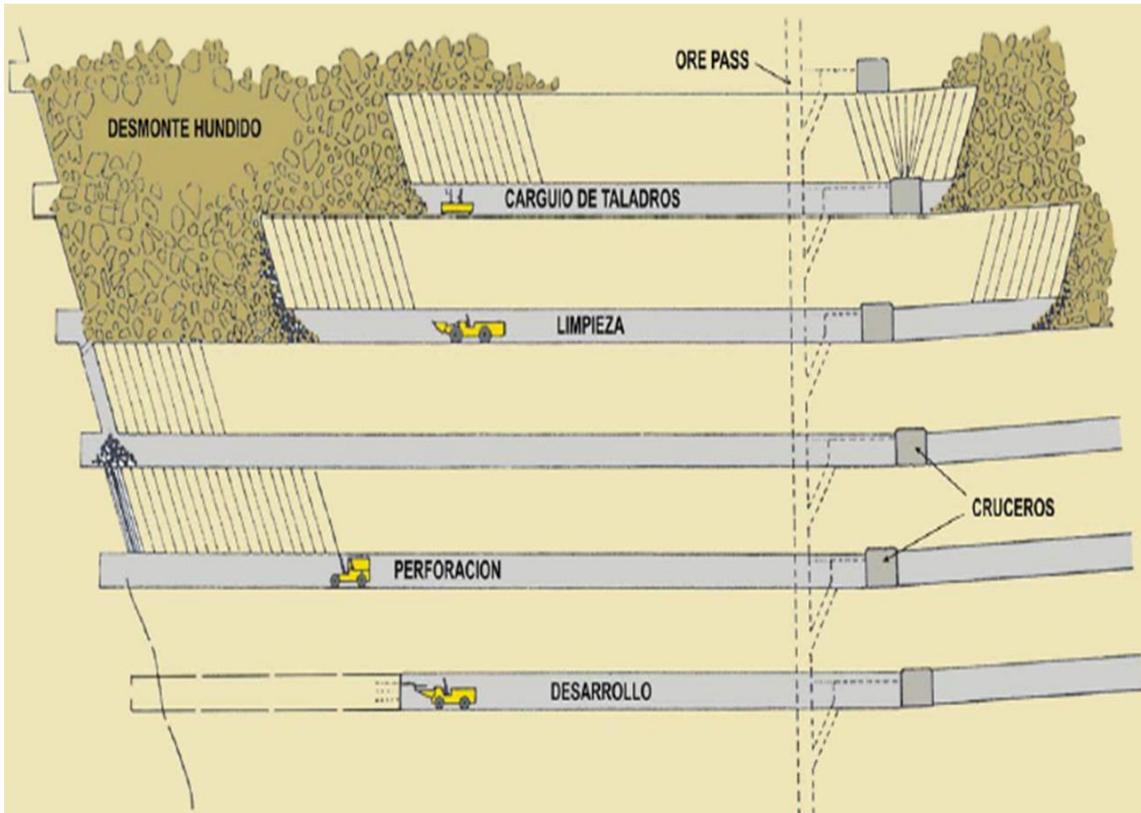


Figura 4: Minado hundimiento por subniveles (Sublevel Caving)

Fuente: Castro, L. 2009

2.2.2.2. Introducción a los métodos de explotación subterránea

Las excavaciones subterráneas son un mundo sorprendente. Es asombrosa la capacidad del ser humano de desarrollar técnicas cada vez más avanzadas para crear espacios subterráneos con distintos cometidos. Desde los primeros registros de excavaciones mediante la técnica del fuego hace 40.000 años atrás, hasta la actual utilización de tuneladoras completamente mecanizadas, las técnicas constructivas de obras subterráneas, engloban ciencia, ingeniería y arte.

2.2.2.3. Requisitos para la aplicación del Sublevel Caving a un yacimiento

1° Que haya frentes estables y una buena fragmentación del mineral, para controlar mejor la dilución. En los citados cuerpos esto puede lograrse por un lado, utilizando adecuados sistemas de sostenimiento (cimbras) y por otro lado, mediante cuidadosos diseños y ejecuciones de la perforación y voladura.

2° La roca mineralizada debe ser lo suficientemente competente para permanecer estable sin excesivo sostenimiento, dada la alta densidad de excavaciones, y debe permitir que los taladros perforados permanezcan abiertos. También estos aspectos pueden ser superables, con el uso de adecuados sistemas de sostenimiento y de ser necesario el uso de entubado de los taladros o perforación secuencial.

3° La roca estéril de la caja techo debe ser lo suficientemente débil para poder hundirse, aquí puede haber dificultades. La zonificación geomecánica efectuada, indica que los cuerpos mineralizados tienen cajas techos en donde la masa rocosa tiene alta variabilidad de calidades.

4° Es aplicado en cuerpos irregulares, y cuerpos o vetas anchas o angostas desde 3.5 m de potencia. El problema es que los cuerpos mineralizados son de grandes dimensiones. En áreas grandes de minado las labores del nivel de producción pueden sufrir grandes presiones de la roca que está en proceso de hundimiento, llegando a ser crítica esta situación, particularmente cuando las condiciones de la masa rocosa no son favorables.

5° El buzamiento vertical es el mejor, el buzamiento medio es satisfactorio aunque no tan bueno. Aunque se tratan de cuerpos mineralizados de grandes dimensiones.

2.2.2.4. Características

Las características del comportamiento del flujo gravitacional de partículas o fragmentos, que tienen relación con la velocidad de escurrimiento o relajación son :

1. Partículas más finas y redondeadas, fluyen más rápidamente.
2. Partículas más gruesas y angulosas, fluyen más lentamente.
3. Partículas más finas conforman elipsoides más esbeltos.
4. Partículas más gruesas, angulares conforman elipsoides más anchos.

Por lo tanto, si existe una disposición de fragmentos cuya parte superior es de partículas gruesas y angulosas y en su parte inferior partículas finas y redondeadas, entonces, la parte inferior fluirá más rápidamente, es decir, con mayor movilidad que la parte superior y viceversa.

2.2.2.5. Ventajas y desventajas del método

VENTAJAS:

- ✓ Es un método de explotación de bajo costo – 5.92 a 8.5 US\$/t.
- ✓ El método puede ser aplicado en roca "buena a muy mala"
- ✓ Puede adecuarse a cuerpos irregulares y angostos.
- ✓ Es un método seguro ya que todas las actividades se realizan siempre dentro de las galerías debidamente fortificadas y nunca en caserones abiertos.
- ✓ Dadas las características de configuración y de operación, este método es altamente mecanizable, permitiendo importantes reducciones de costos operativos.
- ✓ Todas las actividades que se realizan son especializadas, simplificándose el entrenamiento y mano de obra requerida.
- ✓ Al no quedar pilares sin explotar, la recuperación puede ser alta.
- ✓ El método es aplicable a recuperación de pilares en faenas ya explotadas.
- ✓ La estandarización y especialización de las actividades mineras y del equipamiento permite una alta flexibilidad de Se puede llevar la perforación adelantada lo que da holgura en caso de imprevistos.
- ✓ Efectuar los desarrollos en mineral, permite obtener beneficios en el corto plazo e incluso en el periodo de preparación. Además permite un mejor reconocimiento del cuerpo mineralizado y disponer de mineral para efectuar pruebas y ajustes de los procesos metalúrgicos involucrados.

DESVENTAJAS:

- Se debe admitir un cierto grado de dilución del mineral.

- Se debe implementar un control de producción acucioso.
- Existen pérdidas de mineral; al llegar al punto límite de extracción, el mineral altamente diluido remanente se pierde, además se pueden generar zonas pasivas, es decir, sin escurrimiento, lo que implica pérdidas.
- El método requiere un alto grado de desarrollos.
- Al generarse el hundimiento, se produce subsidencia, con destrucción de la superficie, además, las labores permanentes como chimeneas de ventilación y rampas deben ubicarse fuera del cono de subsidencia requiriéndose mayor desarrollo.
-

2.3. Definición de términos básicos

Métodos de hundimiento: “Donde las cavidades generadas por el mineral extraído son rellenas con el material superpuesto (mineral, mientras dura la explotación, y estéril, una vez finalizada). El hundimiento y consecuente relleno de las cavidades se produce simultáneamente a la extracción del mineral.

Voladura: Llamada además tronadura en algunos países de América del Sur, es la acción de fracturar o fragmentar la roca, el suelo duro, el hormigón o de desprender algún elemento metálico, mediante el empleo de explosivos. Las mismas se realizan para lograr un objetivo predeterminado, pueden ser controladas, o no, puede ser a cielo abierto, en galerías, tuneles o debajo del agua.

Perforación: Es la acción de aperturar en el macizo rocoso huecos u orificios denominados taladros, con una distribución adecuada, a fin de alojar la carga explosiva u otros fines (sostenimiento, drenaje, etc.) con la ayuda de máquinas denominadas perforadoras. Desde que se inventaron los explosivos se ha requerido el confinamiento en agujeros estrechos a efectos de aprovechar mejor las fuerzas expansivas, en un pequeño espacio, que fracturen las rocas.

Malla de perforación: Distribución adecuada de los taladros en un frente, la distribución de los taladros se hace con un previo cálculo del burden y espaciamiento para una voladura eficiente.

Explosivos: Este término alcanza un rango muy amplio de químicos. Un explosivo es un compuesto químico o una mezcla de compuestos químicos a los cuales cuando se les da un estímulo correcto o incorrecto ellos sufren una reacción química violenta exotérmica.

Ingeniería geológica: Es la ciencia aplicada al estudio y solución de problemas de la ingeniería y del medio ambiente producidos como consecuencia de la interacción entre las actividades humanas y el medio geológico. El fin de la ingeniería geológica es asegurar que los factores geológicos condicionantes de las obras de ingeniería sean tenidos en cuenta e interpretados adecuadamente, así como evitar o mitigar las consecuencias de los riesgos geológicos.

Mecánica de rocas: Es la ciencia teórica y práctica del comportamiento de las rocas y de los macizos rocosos, es la rama de la mecánica referente a la respuesta de la roca y del macizo rocoso a los campos de fuerza de su ambiente físico.

Malla: Es la forma en la que se distribuyen los taladros de una voladura, considerando básicamente a la relación de burden y espaciamiento y su dirección con la profundidad de taladros.

Subterráneo: Excavación natural o hechas por el hombre debajo de la superficie de la tierra.

CAPITULO III

METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN

3.1. Método y alcance de investigación

3.1.1. Método de investigación

En la presente investigación, se utilizará método científico. A decir de Ander, E. “El método científico comprende un conjunto de normas que regulan el proceso de cualquier investigación que merezca ser calificada como científica.

El método científico conjuga la inducción y la deducción es decir el pensamiento reflexivo para resolver dicho problema.

3.1.2. Alcance de investigación

Temática: Se refiere al diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving

Geográfica: Abarca el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha

Temporal: La realización de la investigación es a partir de julio de 2017 hasta noviembre del 2018

3.1.3. Tipo de investigación

Esta investigación se enmarca en el tipo de investigación aplicada, según Marin, (2008), la investigación aplicada se caracteriza porque busca la aplicación o utilización de los conocimientos que se adquieren. La investigación aplicada se

encuentra estrechamente vinculada con la investigación básica, que como ya se dijo requiere de un marco teórico. En la investigación aplicada o empírica, lo que le interesa al investigador, primordialmente, son las consecuencias prácticas.

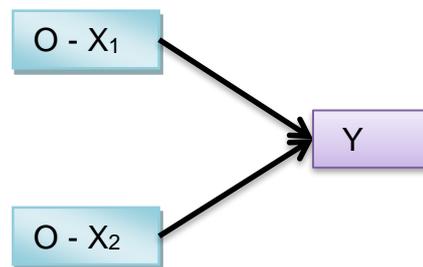
3.1.4. Nivel de investigación

El nivel de investigación es explicativa. Según Hernandez (2003); su interés se centra en explicar el porque ocurre un fenómeno y en que condiciones se manifiesta o porque se relacionan dos o mas variables.

3.2. Diseño de investigación

El diseño que se empleará en la investigación es descriptivo correlacional-causal: Según Hernandez, (2010); debido que en una primera instancia se realiza la descripción del problema, para luego establecer la relación de las variables causa-efecto.

El esquema del diseño de la investigación es como sigue:



Donde:

O = observación de la variable

M = muestra

r = relación

X = Variable MALLA DE PERFORACIÓN - VOLADURA

Y = Variable MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING

3.3. Población y muestra

3.3.1. Población

Según Sampieri la población es el conjunto de individuos que concuerdan con una serie de especificaciones.

La población examinada estará constituida por los tajeos de explotación por el método Sublevel Cavin ubicados en el cuerpo Esperanza, zona II, de la CIA Sociedad Minera Corona

3.3.2. Muestra

La muestra según Carrasco (2006), es una parte o fragmento representativo de la población, cuyas características esenciales son las de ser objetiva y reflejo fiel de ella, de tal manera que los resultados obtenidos en la muestra puedan generalizarse a todos los elementos que conforman dicha población.

Por las facilidades del investigador la muestra examinada estará constituida por el tajeo 6950 zona II Cuerpo Esperanza

3.4. Técnicas e instrumentos de recolección de datos

3.4.1. Técnicas

Las técnicas de recolección de datos, son definidas por Tamayo (1999), como la expresión operativa del diseño de investigación y que especifica concretamente como se hizo la investigación. Así mismo Bizquera, R. (1990), define las técnicas como aquellos medios técnicos que se utiliza para registrar observaciones y facilitar el tratamiento de las mismas.

Observación directa:

En el sentido del investigador es la experiencia, es el proceso de recabar de conjunto de datos o conjunto de fenómenos, mediante un procedimiento sistematizado y muy controlado.

3.4.2. Instrumentos

En cuanto a los instrumentos de la investigación, se puede indicar, según Hernández (1991), "instrumento de investigación es la herramienta utilizada por el investigador para recolectar la información de la muestra seleccionada y poder resolver el problema de la investigación, que luego facilita resolver el problema planteado.

a) Instrumentos no estructurados

Observacion de campo

Informes de pruebas

Reportes de procedimientos

Tesis referentes al tema de investigación

Matrices de análisis

Publicaciones mineras del método tratado

Planos

CAPITULO IV

RESULTADOS DE LA INVESTIGACION

4.1. Resultado y análisis de la información

4.1.1. Geología de la zona de estudio

4.1.1.1. Geoestructuras principales.

La secuencia sedimentaria en el distrito está plegada, teniendo su eje un rumbo general N20°W, lo que hace que sea aproximadamente paralela al lineamiento general de los Andes. La estructura de mayor importancia es el Anticlinorio Casapalca, que presenta pliegues (sinclinales y anticlinales) asimétricos.

En el área se encuentran cuatro grandes fallas inversas: Infiernillo de rumbo N38°W y buzamiento 70°SW, Rosaura de rumbo N55°W y buzamiento 80°SW, Americana de rumbo N38°W y buzamiento 70°NE, y Río Blanco, en la parte SW del distrito, con un rumbo N35°E y paralelo al sistema de vetas Casapalca.

Localmente, la estructura principal la constituye el Anticlinal Rosaura, cuyo eje tiene rumbo N30°W. La mina Rosaura se halla emplazada en su flanco W. En esta área hay tres sistemas principales de fracturamiento — falla: el sistema principal tiene rumbo N40°-60°W y

buzamiento 60°-80°NW, el segundo sistema tiene rumbo N70° - 80°W y buzamiento 60°-80°NE, y finalmente el tercer sistema tiene rumbo N20° 30°E y buzamiento 50°-70° al NW.

4.1.1.2. Mineralización.

La mineralización presente en el depósito mineral de Yauricocha está formada principalmente por cuarzo, enargita, chalcopirita, bornita, covelita en el núcleo y parte central de los cuerpos; y masas sueltas de pinta friable, galena, esfalerita junto con algo de chalcopirita en una ganga de calizas, arcilla y cuarzo en la periferie. Asimismo la presencia de Au nativo se halla asociado a dichos sulfuros.

Enriquecimiento supergénico y oxidación

La oxidación de los cuerpos mineralizados en Yauricocha es de parcial a completa y va desde superficie hasta por debajo del nivel 720. El enriquecimiento supergénico de sulfuros guarda estrecha relación con la distribución de los óxidos. La covelita, chalcocita y digenita de origen supergénico se encuentra donde los sulfuros están en contacto con los óxidos.

Óxidos residuales: Entre los minerales presentes en los óxidos formados "in-situ", se puede mencionar a la limonita; goethita, jarosita, hematita, cuarzo, yeso, anglesita, caolín, oro y plata. Con excepción de los óxidos residuales de los cuerpos mineralizados Mascota y Pozo Rico que se extienden desde superficie hasta por debajo del nivel 720. En general, los óxidos van hasta una profundidad de 10 a 15 m.

Óxidos Transportados: Estos óxidos están completamente libres de cuarzo y entre ellos se encuentra: cuprita cobre nativo, malaquita, azurita, brocantita, jarosita, cerusita, crisocola y óxido de manganeso. Estos óxidos transportados siguen la caja piso de los cuerpos mineralizados se les puede encontrar desde superficie hasta por debajo del nivel 720, se encuentran rellenando cavidades cársticas.

4.1.1.3. Caracterización del macizo rocoso

La cuantificación de las características estructurales y geomecánicas de las rocas circundantes a las estructuras mineralizadas, tienen una justificación técnica y económica para una explotación racional, segura y rentable; su utilización está orientada al planeamiento y diseño, selección de equipos, diseño de la perforación, voladura y sostenimiento de labores mineras superficiales y subterráneas.

4.1.1.4. Levantamiento geomecánico línea de detalle

Para la caracterización de la masa rocosa del área de estudio, se registraron datos a partir del mapeo geotécnico de campo, que se llevó cabo utilizando el "método directo por celdas de detalle" (línea de detalle). Mediante este método se realizaron mediciones sistemáticas de las discontinuidades presentes en una estación de medición, representadas por un tramo de extensión variable de la roca expuesta en las excavaciones en interior mina.

Los parámetros de observación y medición, fueron obtenidos en formatos de registro diseñados para esta evaluación, adecuándolos a las normas sugeridas por la Sociedad Internacional de Mecánica de Rocas (ISRM). Estos parámetros fueron: tipo de roca, tipo de sistema de discontinuidad, orientación, espaciado, persistencia, apertura, rugosidad, tipo de relleno, espesor del relleno, intemperización y presencia de agua. Adicionalmente se registraron datos sobre la resistencia de la roca y la frecuencia de fracturamiento.

Cada celda de detalle constituyó una estación de medición. En el Nv. 720 se realizaron mapeos en 07 estaciones, en el Nv. 770 en 05 estaciones, en el Nv. 820 en 06 estaciones y en el Nv. 870 en 05 estaciones.

4.1.1.5. Distribución de discontinuidades.

Para establecer las características de la distribución de discontinuidades, el procesamiento de los datos (orientación y buzamiento de las discontinuidades) se realizó mediante técnicas de

proyección estereográfica, utilizando el programa de computo DIPS, en la figura se presenta el diagrama estereográfico del compósito general de la mina. Este diagrama muestra la presencia de tres sistemas de discontinuidades en toda el área de estudio, formados principalmente por fallas y diaclasas, cuyas orientaciones promedio son:

Sistema 1: Rumbo 352° y buzamiento 17°

Sistema 2: Rumbo 177° y buzamiento 13°

Sistema 3: Rumbo 243° y buzamiento 15°

De estos tres sistemas, el primero predomina en mayor proporción tanto en las cajas como en el cuerpo mineralizado, con respecto a los otros dos sistemas. Localmente ocurren otros sistemas de discontinuidades secundarios. Cabe mencionar que hay una considerable cantidad de discontinuidades aleatorias en toda el área de estudio, lo cual es un reflejo del alto grado de fracturamiento de la masa rocosa.

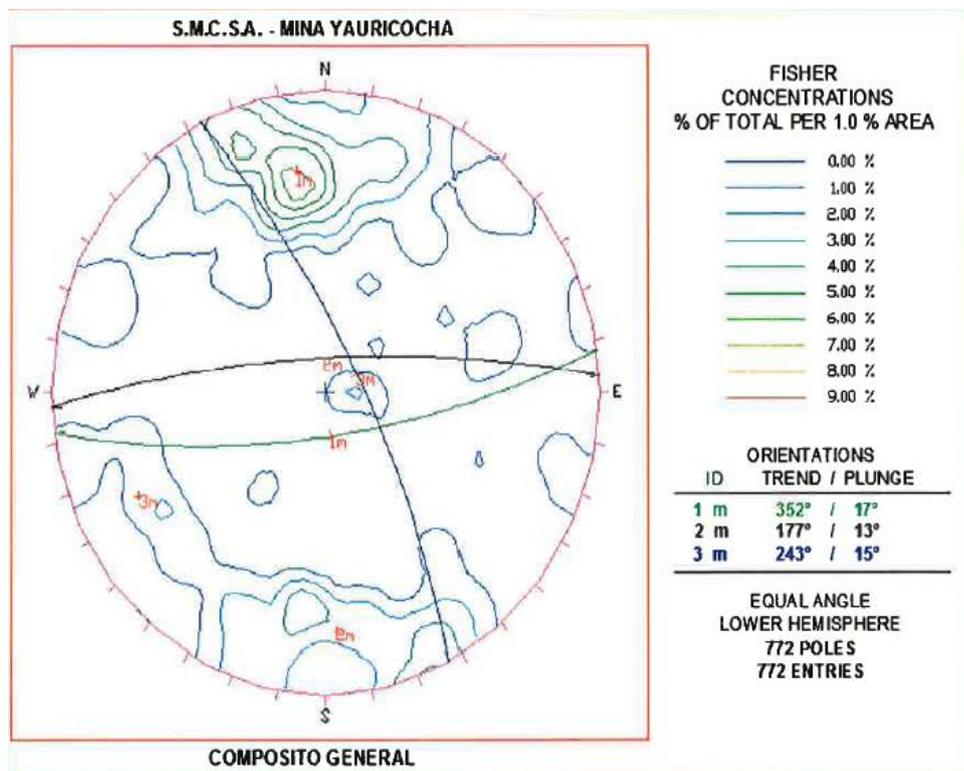


Figura 5: arreglo estructural de la masa rocosa de mina Yauricocha

Fuente: Area de geomecanica

4.1.1.6. Clasificación geomecánica.

Para clasificar geomecánicamente a la masa rocosa se utilizó la información desarrollada precedentemente, aplicando los criterios de clasificación geomecánica de Bieniawski (RMR — valoración del macizo rocoso - 1989), Barton y colaboradores (Sistema Q - 1974) y Marinos & Hoek (CSI — Geological Strength Index — 2002).

Los valores de resistencia compresiva de la roca intacta, fueron obtenidos conforme a los procedimientos que se señalaran más adelante. Los valores del índice de calidad de la roca (RQD) fueron determinados mediante el registro lineal de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Priest & Hudson (1986), teniendo como parámetro de entrada principal la frecuencia de fracturamiento por metro lineal.

El criterio adoptado para clasificar a la masa rocosa se presenta en el siguiente cuadro (Ver tabla).

Tabla 1: Criterio para clasificación de la masa rocosa.

“TIPO DE ROCA	RANGO -RMR	RANGO -Q	CALIDAD -RMR
II	+ 60	*5.92	BUENA
III - A	51- 60	2.18 - 5.92	REGULAR - A
III - B	41 - 50	0.72 - 1.95	REGULAR - B
IV - A	31 - 40	0.24 - 0.64	MALA - A
IV - B	21 - 30	0.08 - 0.21	MALA - B
V	+ 20	+ 0.07	MUY MALA”

Fuente: Area de geomecanica

A continuación se detallan las calidades de roca encontrados en la caracterización geomecánica realizada con metodología RMR en Lo que corresponde a las rocas presentes en Mina Central. Así mismo los resultados obtenidos en el mapeo de los cuerpos masivos (Mascota, Antacaca, Catas y Cuye)

Tabla 2: Clasificación geomecánica según el tipo de roca

UNIDAD ESTRATIGRAFICA	UNIDAD LITOLOGICA	VALORACION SEGÚN RMR	CLASE DE ROCA
STOCK INTRUSIVO	MONZONITA	65	II - BUENA
FORMACION JUMASHA	CALIZAS	55	III - REGULAR
FORMACION CELENDIN	LUTITAS SILICIFICADAS, MARGAS - PIZARRAS	28	IV - MALA
CUERPO MINERALIZADO	SULFUROS - OXIDOS	8 - 12	V - MUY MALA

Fuente: Area de geomecanica

Debido a la condición de gran dinámica de la subsidencia producida por el método de explotación, se optó por evaluar la roca encajonante, en zonas donde aún no hay influencia de este fenómeno y posteriormente determinar la gradación a Mala o Muy Mala, en relación a la cercanía al cuerpo.

4.1.1.7. Zonificación geomecánica de la masa rocosa.

Para la aplicación racional de los diferentes métodos de cálculo de la mecánica de rocas, es necesario que la masa rocosa bajo análisis esté dividida en áreas de características 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 presenten propiedades físicas y mecánicas similares.

Dentro de estas propiedades el arreglo o modelo estructural de la masa rocosa y la calidad de la misma son consideraciones importantes a tomarse en cuenta para la delimitación de los dominios estructurales.

Para nuestro caso, tiene mayor importancia la calidad de la roca que el modelo estructural, dado que la masa rocosa circundante a la explotación generalmente es de calidad Mala a Muy Mala. En estas condiciones, los mecanismos de rotura o de inestabilidad de la roca, estarán mayormente asociados a la calidad de la roca mala antes que al arreglo estructural de la masa rocosa.

En el siguiente cuadro un resumen de las zonas geomecánicas en términos de calidad de la masa rocosa, utilizando diferentes criterios de clasificación.

Tabla 3: Zonificación geomecánica de los cuerpos masivos.

		UNIDAD LITOLÓGICA	RMR	TIPO DE ROCA	Q	GSÍ
"CUERPO CUYE	CAJA PISO	CALIZA	61 - 81	II - BUENA	20.08	F / R
	CONTACTO	BRECHA	26	IV - MALA	0.14	IF / P
	SULFUROS	SULFUROS	< 20	V - MUY MALA	0.03	IF / NP
	CONTACTO	BRECHA	22	IV - MALA	0.09	IF / kP
	CAJA TECHO	CALEA	55	III - REGULAR	3.39	F - MF / R
CUERPO CATAS	CAJA PISO	CALEA	51	III - REGULAR	2.18	F - MF / R
	CONTACTO	BRECHA	25	IV - MALA	0.12	MF / P
	SULFUROS	SULFUROS	< 20	V - MUY MALA	0.02	IF / fP
	CONTACTO	BRECHA	< 20	V - MUY MALA	0.02	IF / NP
	CAJA TECHO	LUTITAS	< 20	V - MUY MALA	0.04	IF / MP - P
CUERPO ANTACACA	CAJA PISO	CALIZA	51	III - REGULAR	2.18	F - MF / R
	CONTACTO	BRECHA	22	IV - MALA	0.09	kF / P
	SULFUROS	SULFUROS	< 20	V - MUY MALA	0.01	IF / tP
	CONTACTO	BRECHA	< 20	V - MUY MALA	0.02	IF / NP
	CAJA TECHO	LUTITAS	< 20	V - MUY MALA	0.04	IF / MP - P
CUERPO MASCOTA	CAJA PISO	CALIZA	55	III - REGULAR	3.39	F - MF / R
	CONTACTO	BRECHA OX.	35	IV - MALA	0.37	MF / P
	SULFUROS	OXIDOS	< 20	V - MUY MALA	0.03	IF / NP
	CONTACTO	BRECHA	40	IV - MALA	0.64	MF / MP
	CAJA TECHO	CALEA	48	III - REGULAR	1.56	MF / R"

Fuente: Área de Geomecánica

4.1.1.8. Condiciones de agua subterránea.

Es indudable que la presencia del agua es desde todo punto de vista dañina para las condiciones de estabilidad de las labores mineras. Lo que se observa en el campo es evidente. Las áreas de la mina con mayor presencia de agua son más inestables que aquellas donde la presencia del agua es menor, por lo que el agua ejerce un efecto muy negativo en la estabilidad de las labores mineras de explotación.

Conforme el minado fue avanzando en descenso, el agua apareció en forma de flujo significativo en los cuerpos mineralizados (Catás, Antacaca, Rosaura). En los niveles inferiores del minado actual, el agua está migrando hacia el SE por percolación a través de la masa rocosa. Como consecuencia de esto, en los niveles inferiores se está observando cada vez condiciones geomecánicas del mineral (poli

metálico) más difíciles, con el peligro de posibles soplos de mineral y/o desmonte de los tajos

Lo que queda claro, es que se deberán implementar medidas efectivas de drenaje tanto en subterráneo como en superficie (área de subsidencia), a fin de minimizar los efectos negativos del agua. Sociedad Minera Corona S.A. actualmente está llevando a cabo diferentes obras de drenaje en subterráneo, así como también en superficie, puesto que se observado en el área de subsidencia signos importantes de escorrentías (cárcavas), que complican más el problema de las inestabilidades tanto subterráneas como en superficie.

4.1.1.9. Parámetros geomecánicos

Los parámetros geomecánicos son datos de los informes 2. Estudio actualizado de Estabilidad física de los Piques Mascota y Central-Osinergmin y Zonificación G. Nv-1020 A2, así como los valores del benchmark y escalamiento (Recursos Norte – El Teniente).

Tabla 4: Parámetros geomecánicos modelo flujo gravitacional

Parámetros		Valor Medio*
RMR	Zona Techo	IVB
	Zona Piso	IIIA
	Zona Mineral	IVA
	Zona Explotada	IVA
	Zona Barro	V
Granulometría (d50 [m])*	Zona Techo	0.17
	Zona Piso	0.4
	Zona Mineral	0.4
	Zona Explotada	0.1
	Zona Barro	0.05
Granulometría (Desv. Est. [m])*	Zona Techo	0.05
	Zona Piso	0.17
	Zona Mineral	0.05
	Zona Explotada	0
	Zona Barro	0
Porosidad (%)*	Zona Techo	0.5
	Zona Piso	0.07
	Zona Mineral	1.96
	Zona Explotada	17
	Zona Barro	22
Densidad (t/m3)*	Zona Techo	3.8
	Zona Piso	3.8
	Zona Mineral	3.8
	Zona Explotada	1.8
	Zona Barro	1.4
UCS (Mpa)*	Zona Techo	30
	Zona Piso	40
	Zona Mineral	30
	Zona Explotada	0
	Zona Barro	0
Angulo de Fricción (°)*	Zona Techo	40
	Zona Piso	45
	Zona Mineral	35
	Zona Explotada	32
	Zona Barro	15

Fuente: Parametros geomecánicos-recursos minera Yauricocha

Es importante señalar que la información geomecánica esta subdividida en diferentes zonas: techo, piso, mineral, explotado y barro, tomando en cuenta que cada una de estas zonas poseen características distintas. En particular, las zonas de barro dicen relación con todas las zonas que han sido reportadas con presencia de agua, esto es determinado en base a la información de “soplos” en diferentes sectores de Yauricocha.

4.1.2. Preparación y explotación del tajo

4.1.2.1. Preparación del tajo

A) Descripción del método

Construcción de rampas:

CUERPO ESPERANZA:

- Gradiente : +11%
- Longitud: 179 m.
- Sección: 3.5x3.5 m.



Figura 6: Preparacion del tajo

Fuente: Imagen Propia

B) Descripción del método

B.1. Construcción de subniveles

- Este cuerpo tiene 2 subniveles en el piso 16 y piso 8 tendrá una diferencia de cota de 16 m. con respecto al Nv 970.
- La longitud de los subniveles es de acuerdo a la longitud del cuerpo que se prepara paralela al cuerpo con una sección de 3.5 x 3.5 m en una roca de tipo III-A y III-B en caliza.

- La longitud de este subnivel es de 50 m. y está distanciado del cuerpo a 10 m. en promedio y tiene una sección de 3.5x3.5 m.

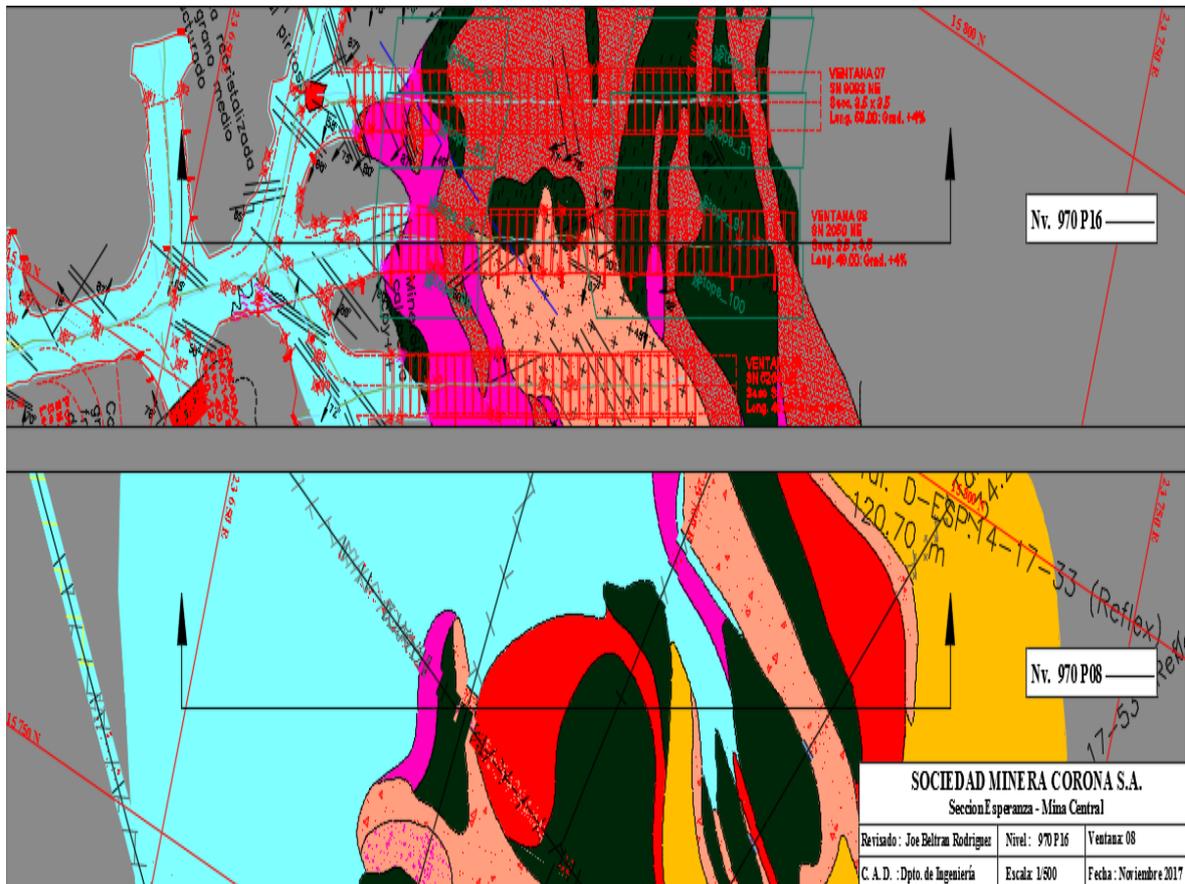


Figura 7: Construcción de subniveles

Fuente: Area de Planeamiento

B.2. Preparación de las ventanas

PERFORACIÓN Y VOLADURA DEL FRENTE SECCION DE 3.5 X 3.5

La perforación del frente mineralizado para la preparación de una ventana será como máximo con barreno de 4 pies.

Esto se debe a que la instalación de cimbra es a 1 metro



Figura 8: Preparación de ventanas

Fuente: Imagen Propia

ASEGURAMIENTO DEL FRENTE

Después de la perforación y voladura se procede a asegurar el frente con 6 marchavantes de riel de 60 lbs/yds o 75 lbs/yds como guardacabeza.



Figura 9: Aseguramiento del frente

Fuente: Imagen Propia

Después de colocar los 6 marchavantes (guardacabeza) de riel de 60 lbs/yds o 75 lbs/yds. Se procede a entablarlos con tablas de acuerdo a la necesidad de la sección.



Figura 10: Aseguramiento del frente

Fuente: Imagen Propia

LIMPIEZA DE FRENTE.

Una vez asegurado el frente se procede con la limpieza, esta es ejecutada con scooptrams de 3.5 o 4.1 yardas.



Figura 11: Limpieza del frente

Fuente: Imagen Propia

Una vez limpio el frente de la labor se procede con el picado de patillas ambos extremos para el armado de cimbra H6 – 25 lbs/pie de 3.5 X 3.5 metros.



Figura 12: Limpieza del frente

Fuente: Imagen Propia

Una vez culminado con el picado de patillas en ambos extremos del frente se procede a armar la cimbra y asegurar

Después de armar y asegurar la cimbra se procede con el empaquetado (entablado de toda la corona de la cimbra).



Figura 13: Entablado a

Fuente: Imagen Propia



Figura 14: Entablado b

Fuente: Imagen Propia



Figura 15: Entablado c

Fuente: Imagen Propia

4.1.2.2. Explotación del tajo

Descripción del método

Ventanas de acceso de mineral

- En el subnivel del piso 16 existen 8 ventanas que están espaciadas 8 metros de eje a eje quedando un pilar de 5 metros.
- La sección es de 3.5x3.5 m.

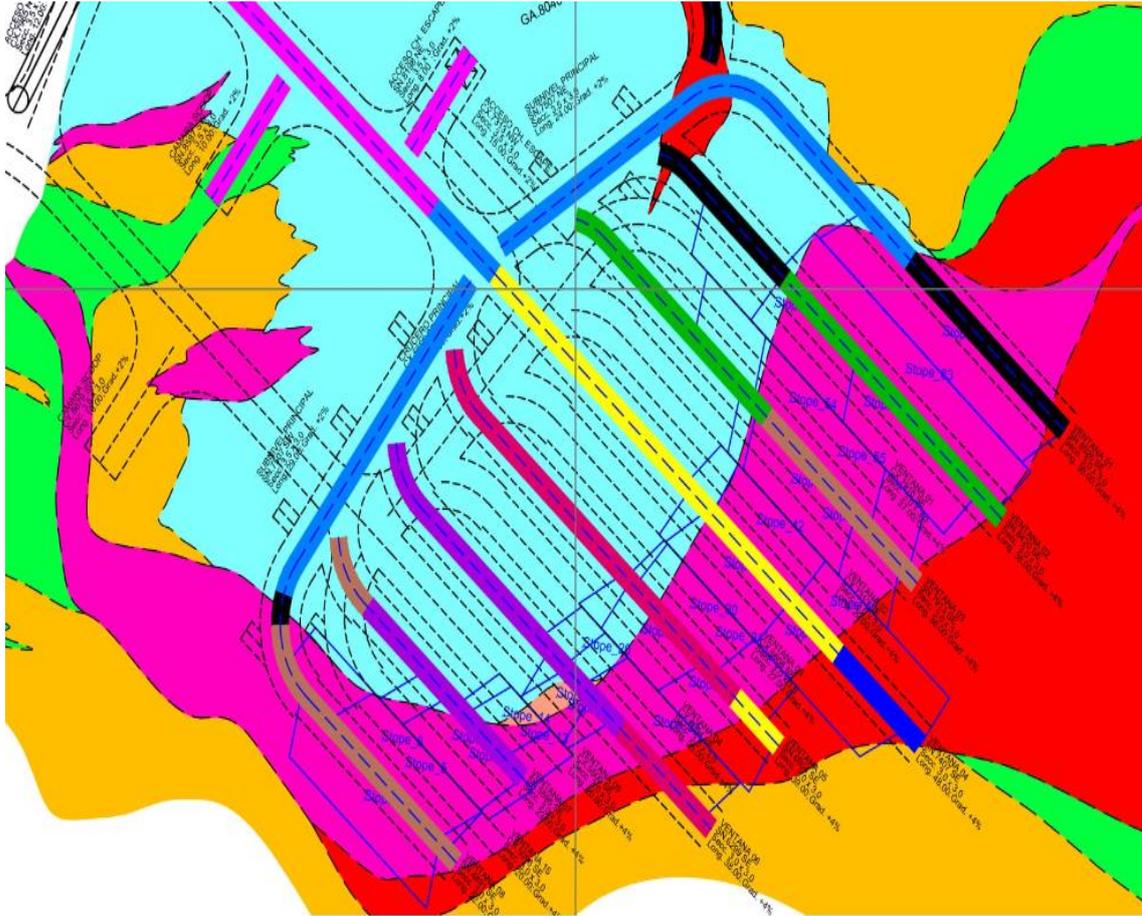


Figura 16: Descripción del método

Fuente: Área de Planeamiento

Draw Points

- Estos se ubican en la zona mineralizada de cada ventana, y han sido reforzados con cimbras con viga H6 de 25 lbs/pie tipo baúl de sección 3.5x3.5 m.
- Están distanciados 1m. Para que a través de ellas se produzca el flujo de mineral.
- En ambos cuerpos se tiene el mismo arreglo.



Figura 17: Explotacion del tajo

Fuente: Imagen Propia

Bolsillos

- Estos se ubican en ambos lados de la zona mineralizada de las ventanas
- El número varía de acuerdo a la potencia del mineral.
- El flujo de mineral se controla abriendo y cerrando el encostillado de tablas de los costados de las cimbras, que funcionan a manera de compuertas en cada bolsillo.



Figura 18: Control del flujo de mineral

Fuente: Imagen Propia



Figura 19: Flujo de mineral

Fuente: Imagen Propia

Operaciones unitarias

Perforación y voladura.-

- Para ejecutar los bolsillos se utilizarán técnicos de perforación convencional y mecanizada, dada la muy mala calidad de la estructura mineralizada.
- El flujo de mineral se va a producir ejecutando los bolsillos y de no suceder esto se abrirán tantos como sea necesario hasta provocar el flujo gravitacional del mineral.



Figura 20: Perforación y voladura

Fuente: Imagen Propia

Explotación y acarreo de mineral

El mineral se extrae por los Draw Point (bolsillos) con scoops eléctricos de 2.5 yd³.

Tabla 5: Parámetros de acarreo

Densidad de mineral roto	2.33 T/m³
Distancia máxima de acarreo	50 m
Rendimiento scoop 2.5 yd³/h	30 TM
Rendimiento por guardia scoop 2.5 yd³	240 TM

Fuente: Area de mina

Secuencia de minado

- La secuencia del minado del tajo aplicando criterios del Sub Level Caving viene emparejado a la secuencia del jale del mineral lo cual es importante para disminuir la dilución y aumentar la recuperación.
- Al cuerpo se ingresara por la caja piso y explotaran los bolsillos de la caja techo en retirada en cada ventana.
- La secuencia en las ventanas será iniciando por los extremos dejando al final cerca al acceso a la ventanas.

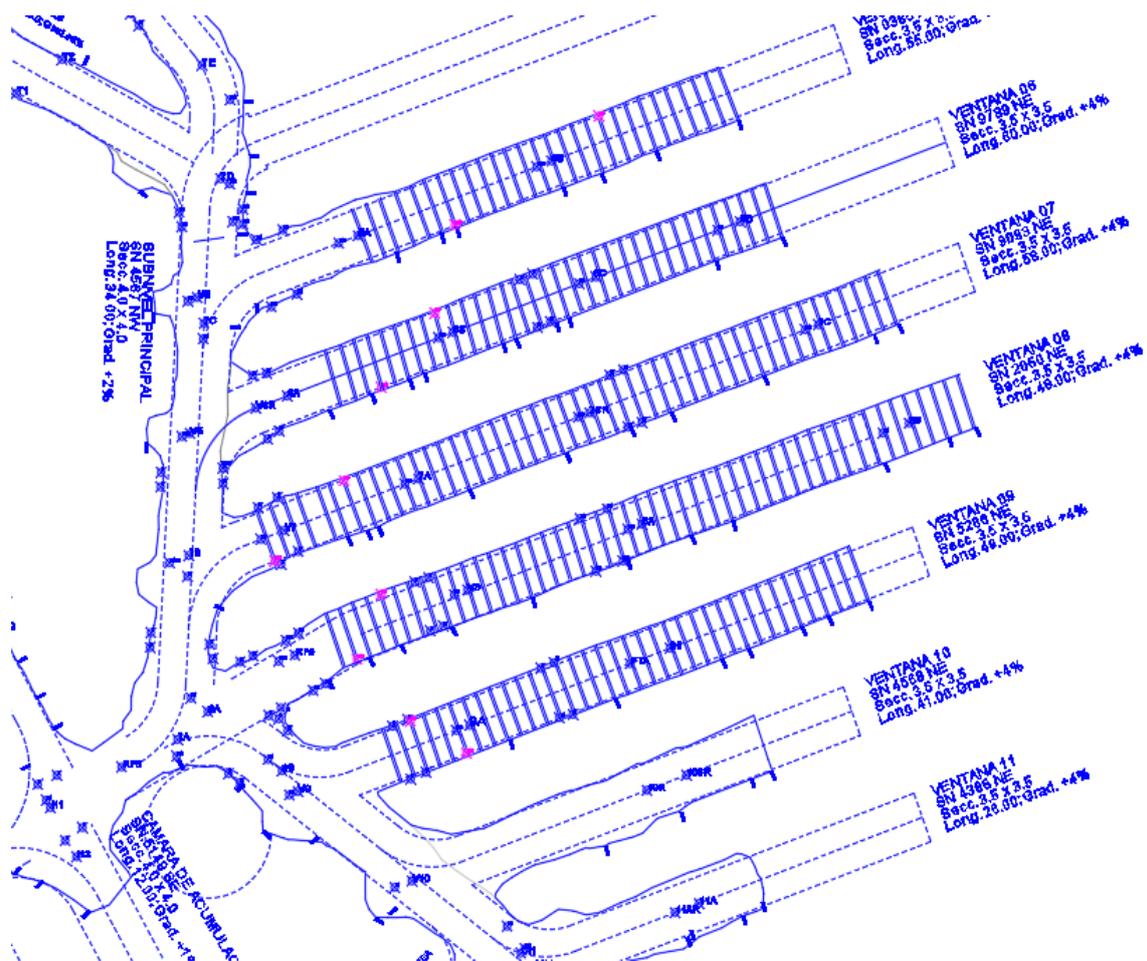


Figura 21: Secuencia de minado

Fuente: Área de planeamiento

Resultado

- Desde el punto de vista de clasificación del cuerpo mineralizados se pueden considerar entre pequeños y medianos con potencias que varían de 5m. a 25m.
- Por esto es importante la preparación de las ventanas, delimitar en forma confiables los contornos de mineralización económica.
- En Esperanza se ha estimado recuperar 150,000 TM de mineral.
-

Dilución y recuperación

- Si bien esta dilución es una desventaja con respecto a otros métodos, con la aplicación de los elipsoides múltiples, usando bolsillos esta dilución es posible controlar.

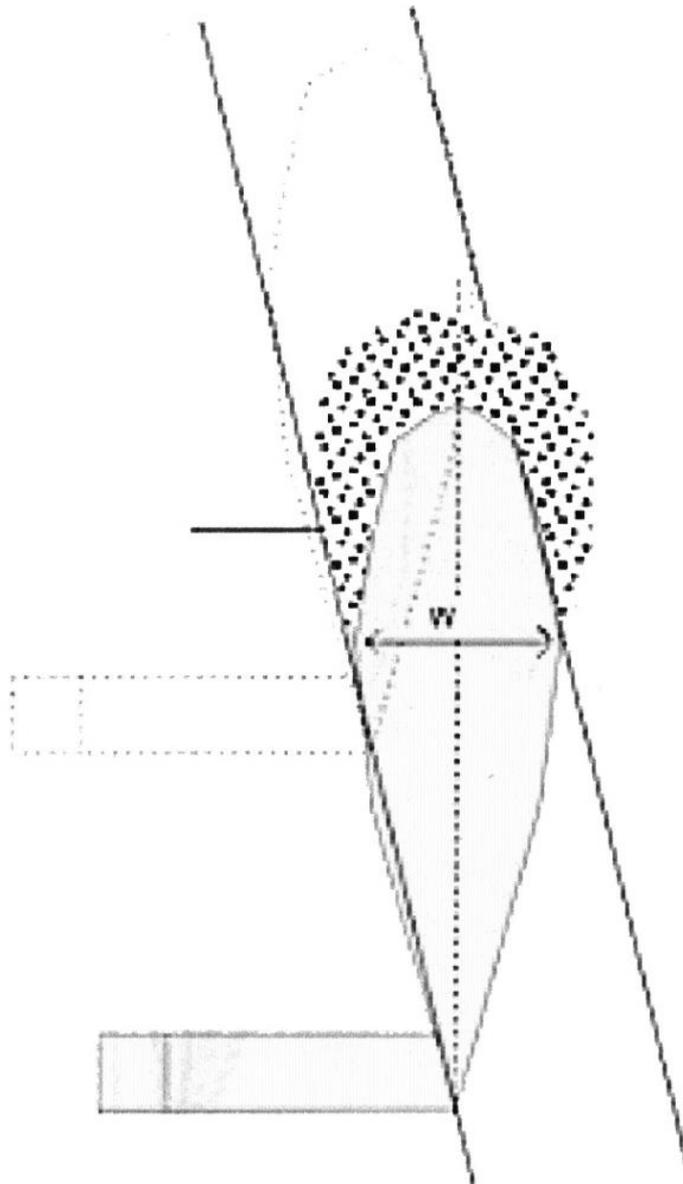


Figura 22: Dilución y recuperación de mineral

Fuente: Informe anual Sociedad Minera Corona 2017

Seguridad

- En este cuerpo existe poca humedad, lo que significa una reducción importante al que están expuesto el personal y equipos.
- Si aumenta la humedad del mineral y de comportarse este como un fluido, los scoops pueden ser dotados de control remoto de modo que el riesgo del personal disminuya.



Figura 23: Refuerzo de la bóveda

Fuente: Imagen Propia

- El método en general es seguro porque las actividades se realizan en labores sostenidas con cimbras y reforzadas.

4.1.3. Determinación del ángulo de perforación de taladro, longitud de perforación, potencia de voladura y dimensionamiento de Burden

El diseño propuesto se realizó en base a los resultados obtenidos en pruebas anteriores, y con las recomendaciones del equipo de SMCSA, Andean Drilling y REDCO.

Se definió el cuerpo Esperanza - Zona II – nivel 970 – Piso 16 – Ventana 7 en un terreno con RMR 21-25.

Según los siguientes diseños de prueba:

1. Generación de 1 Slot

- Se modifica el diseño de slot propuesto por REDCO en primera instancia
- Se utiliza el diseño original de bolsillo utilizado en la unidad
- Se rompieron 29 ton y se genera una abertura lateral y elevación de 3 metros radiales
- No se recomienda realizar pre-carguío debido a que se generan tiro cortados/fallados

2. Generación de 2 Slots

- Se inicia la perforación de dos slots inclinados de 8 metros de longitud, uno en la cimbra anteriormente tronada y otro en las cimbras siguientes.
- Se generan 4 tiros en la corona por cada slot.
- Se tronaron los slots y los taladros acumulados en las coronas.
- Se extrajeron 125t de mineral de ambos slots, quedando una carga de 100t en el techo.
- No se cortaron las cimbras por peligro de dilución del lado izquierdo.

3. Perforación Taladros de Producción

- Se perforan taladros de producción, 3 taladros en abanico y 1 con una inclinación de 80° (Bolsillo 5).
- Se obtuvo como resultado la extracción de la carga suspendida (261.5t), quedando aún material suspendido en el tajeo.

- Se propone recuperar en primera instancia el material suspendido antes de continuar con la perf. y voladura de las siguientesfilas para evitar la fatiga de las cimbras.
- Se extrajo 1100 t de la perforación desde la fila 1 hasta la 7, siendo un 68% de la producción programada en 7 filas (1680 ton).

4.1.3.1. Procedimiento de ejecución para recuperación de pilares y diseño de slot– Sublevel Caving

1. GENERACIÓN DE SLOT + CORONA

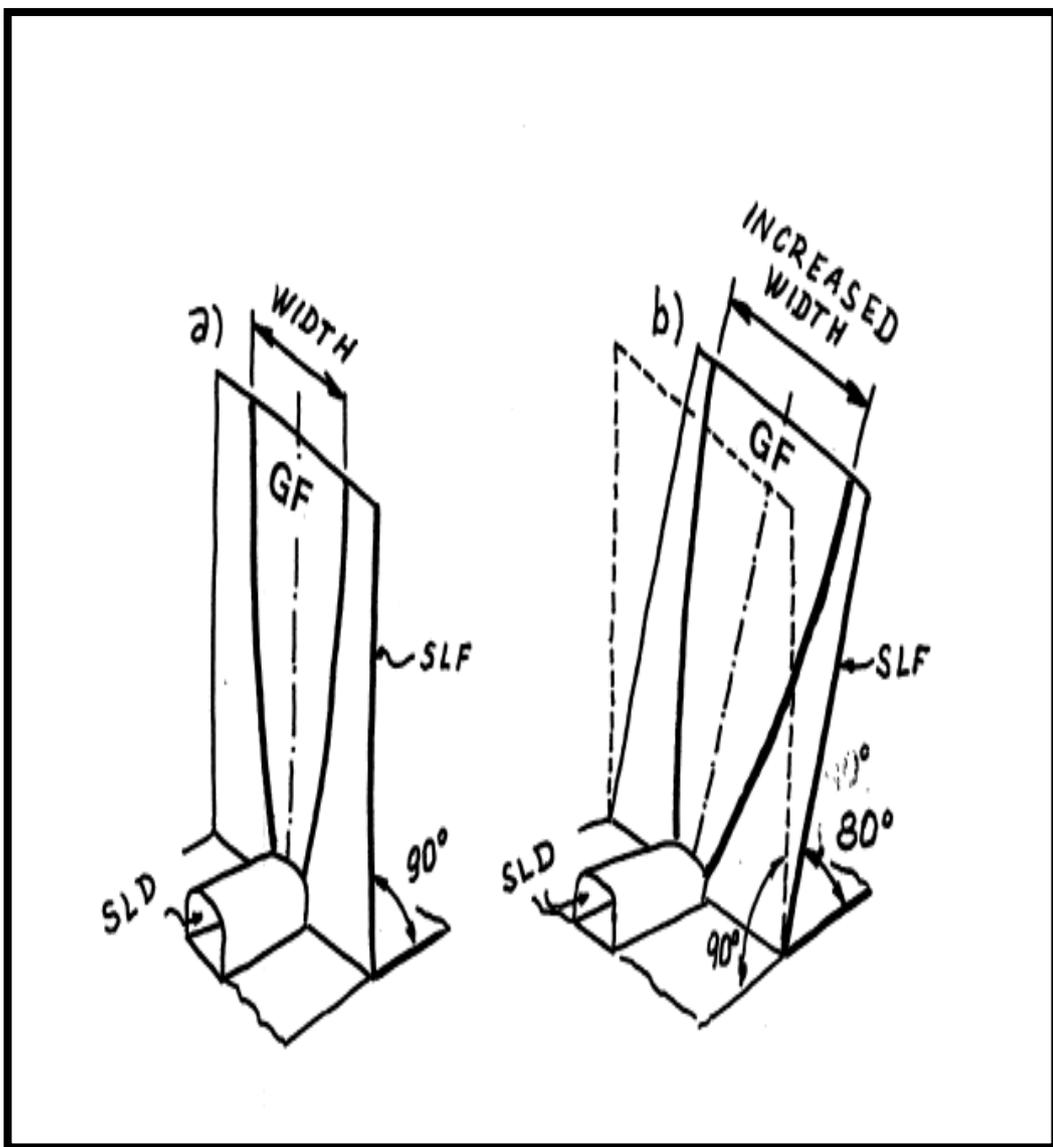


Figura 24: Influencia de la geometría de salida en el ancho de extracción.

Fuente: Bullock y Hustrulid (2001)

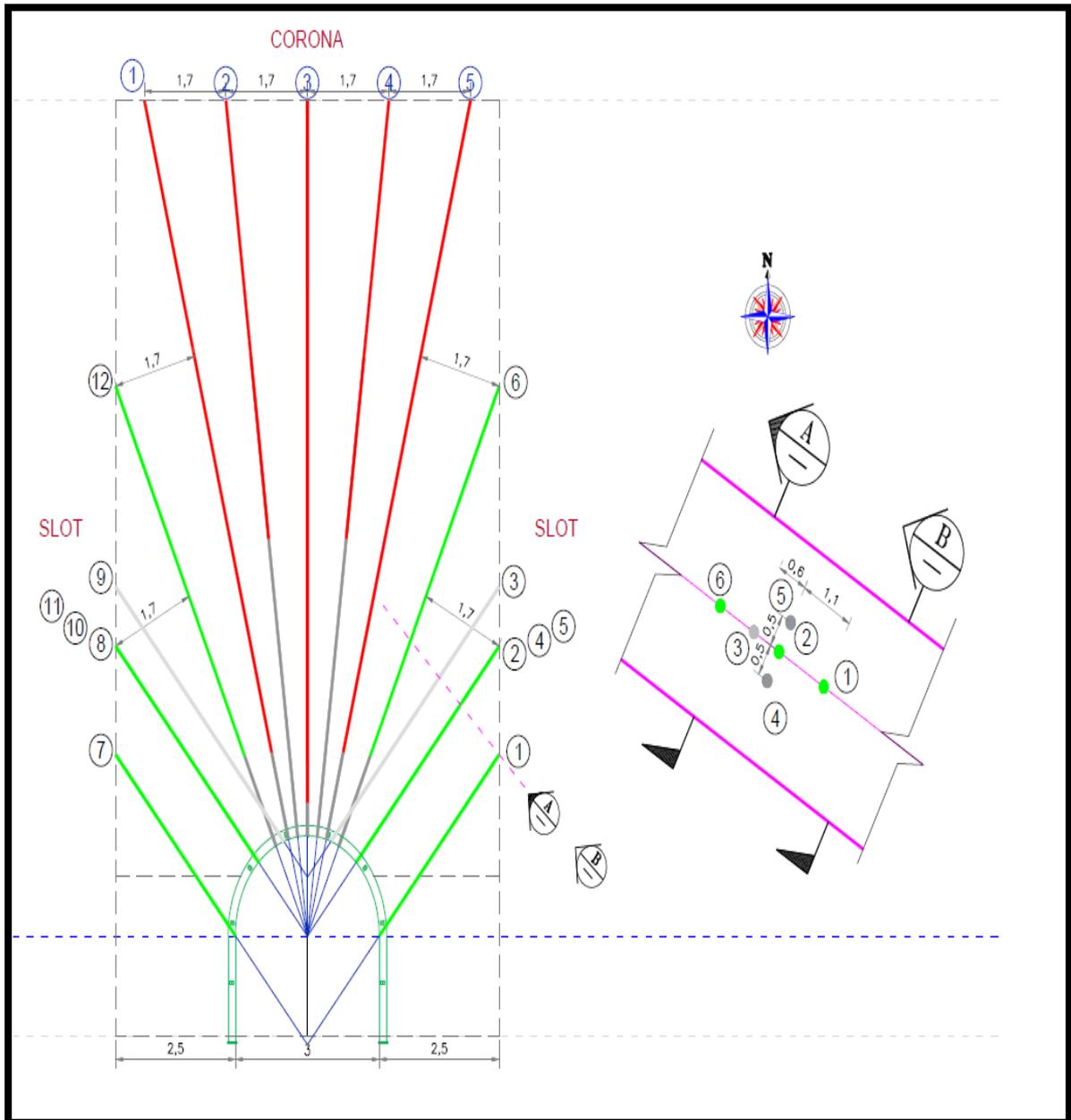


Figura 25: Diseño de Slot – Corona

Fuente: Diseño propio

“Donde:

- Taladro cargado – Slot
- Taladro cargado – Corona
- Taladro vacío”

2. GENERACIÓN DE SLOT

ESTIMACIÓN DEL BURDEN Y ESPACIAMIENTO

TEORIA DE PEARSE: Fórmula modificada de Pearse:

$$B = \frac{KD}{1000} \sqrt{\frac{P}{Std}}$$

Donde:

B = Burden (m)

K = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca. Varía entre (0.7 – 1.0).

D = Diámetro de taladro (mm)

P = Presión de detonación de la carga explosiva (Kg/cm²)

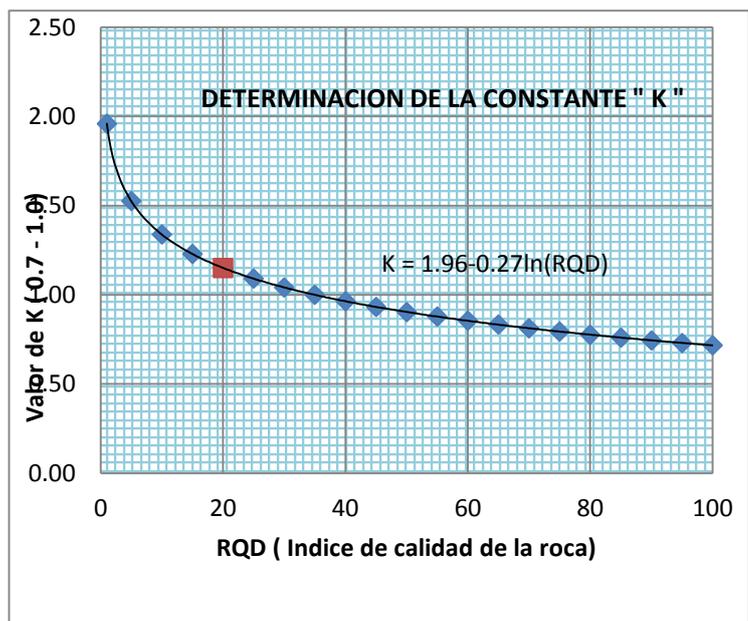
Std= Resistencia dinámica de la roca. (Kg/cm²)

DETERMINACION DE LA CONSTANTE "K" EN FUNCION DE LA CALIDAD DE LA ROCA:

Según la relación : $K = 1.96 - 0.27 \ln(RQD)$

Donde : RQD= Indice de calidad de la roca de acuerdo a deer miller

RQD	K
1	1.9600
5	1.5255
10	1.3383
15	1.2288
20	1.1512
25	1.0909
30	1.0417
35	1.0001
40	0.9640
45	0.9322
50	0.9038
55	0.8780
60	0.8545
65	0.8329
70	0.8129
75	0.7943
80	0.7769
85	0.7605



90	0.7451
95	0.7305
100	0.7166

RQD 20 K 1.1512 adimensional

DETERMINACION DEL ESFUERZO TENSIVO DINAMICO DEL MATERIAL

Std = 8% Sc

Donde:

Std = Esfuerzo tensivo dinámico (Lb/plg²)

Sc = Resistencia compresiva uniaxial del mineral (Lb/plg²)

Factor de conversión (Kg/cm² a Lb/plg²) = 14.22319

RESISTENCIA A LA COMPRESION UNIAxIAL DEL MATERIAL (Sc)					ESFUERZO TENSIVO DINAMICO Std=8% Sc				
Sc	9,891.57	Lb/plg ²	695.45	Kg/cm ²	Std	791.33	Lb/plg ²	55.64	Kg/cm ²
Sc	9,891.57	Lb/plg ²	695.45	Kg/cm ²	Std	791.33	Lb/plg ²	55.64	Kg/cm ²
Sc	9,891.57	Lb/plg ²	695.45	Kg/cm ²	Std	791.33	Lb/plg ²	55.64	Kg/cm ²
Sc	9,891.57	Lb/plg ²	695.45	Kg/cm ²	Std	791.33	Lb/plg ²	55.64	Kg/cm ²
Promedio	9,891.57	Lb/plg²	695.45	Kg/cm²		791.33	Lb/plg²	55.64	Kg/cm²

CALCULO DE PRESION DE DETONACION DE EXPLOSIVOS

$$PD = pe \times (VOD^2/4) \times 10^{-5}$$

Donde:

PD: Presion de detonacion (Kbar)

pe : Densidad del explosivo (gr/cm³)

VOD: Velocidad de detonacion (m/s)

Factor de conversión (kbar a Kg./cm²) = 0.001016728

Explosivo	Densidad		VOD (Velocidad de Detonacion)		Presion de Detonacion		
					KBar	Kg/cm ²	Lb/plg ²
Emulnor	1.14	g/cm ³	4,400	m/s	55.176	54268.202	771866.941
ANFO	0.75	g/cm ³	5,000	m/s	46.875	46103.776	655742.766

DIAMETRO DE TALADROS PERFORADOS (NEUMATICO)

Equipo	Diametro Perforado	
	mm.	Pulg
Muki	64	2.52

SIMULACION DE BURDEN

El RQD del la zona mineralizada va del rango de 20 a 50

EQUIPO DE PERFORACION	EXPLOSIVO	Calidad de Roca (RQD)	DIAMETRO (mm)	Presion Detonacion (Kg/cm2)	Std (Kg/cm2)	K	BURDEN (mt.)
Muki	Emulnor	20	64.00	54268.202	55.64	1.1512	2.30
Muki	Emulnor	30	64.00	54268.202	55.64	1.0417	2.08
Muki	Emulnor	40	64.00	54268.202	55.64	0.9640	1.93
Muki	Emulnor	50	64.00	54268.202	55.64	0.9038	1.81
Muki	ANFO	20	64.00	46103.776	55.64	1.1512	2.12
Muki	ANFO	30	64.00	46103.776	55.64	1.0417	1.92
Muki	ANFO	40	64.00	46103.776	55.64	0.9640	1.78
Muki	ANFO	50	64.00	46103.776	55.64	0.9038	1.67
PROMEDIO		2.03	mt	Equipo: Muki; Burden Utilizando Emulnor Equipo: Muki; Burden Utilizando ANFO			
		1.57	mt				

Espaciamiento (S):

$$S = kD$$

Siendo K; 15 o 16 para recorte, pero en precorte al no haber arranque de roca, esta necesita deformarse elásticamente para acomodar a la grieta, y requiere un espaciado de entre el 50 y el 75% del necesario en el recorte, es decir K entre 8 y 12 aproximadamente.

BURDEN EN FUNCION DE LOS EXPLOSIVOS				
	Explosivo	Burden (mt)	Espaciamiento (1.2-1.3 B) mt.	
RQD (20 - 50)	Emulnor	2.03	2.54	2.64
RQD (20 - 50)	ANFO	1.87	2.24	2.43
	Promedio	1.95	2.39	2.53
	Promedio	2.00	2.40	2.60
			2.50	

“Se utiliza como métrica el factor de potencia equivalente al ANFO, empleando las densidades relativas a cada explosivo: Emulnor (1.14 g/cm³), ANFO (0.75 g/cm³).”

A partir de estos datos, se realizador diversas pruebas empíricas, de los cuales se obtuvieron los valores siguientes, que ya son los valores que se lograron estandarizar, estos valores se muestran en las tablas a continuación (tablas 6,7,8,9,10,11):

Tabla 6: Valores de perforación Slot

PERFORACION SLOT			
Burden	1.7	Ancho Block	8
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	46.4
Long. Barra	1.2	TMS	116

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	N° Barras	Angulo
1y7	3.7	3b + 0.1	47
2y8	4.4	3b + 0.8	47
3y9	5.2	4b + 0.4	47
4y10	4.4	3b + 0.8	47
5y11	4.4	3b + 0.8	47
6y12	7.6	6b + 0.4	64°

Fuente: Tabla propia

Tabla 7: Valores de voladura Slot

VOLADURA SLOT			
N° Taladros	12	Metros Perforados	59.4
N° Cartuchos	95	Ton/metros perforados	1.953
Total Explosivo kg	37.0	RMR	21-30
Factor de Potencia Kg/Ton	0.319	Factor de Potencia Equivalente ANFO	0.48

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	Long. Carga	N° Cartuchos / Taladro Emulnor 3000 11/2"x12"	Total explosivo (Kg)
1y7	3.7	3.7	12	9.6
2y8	4.4	4.4	15	11.5
3y9	5.2	0	0	0.0
4y10	4.4	0	0	0.0
5y11	4.4	0	0	0.0
6y12	7.6	6.1	20	15.9

Fuente: Tabla propia

3. GENERACIÓN DE CORONA

Tabla 8: Valores de perforación Slot - Corona

PERFORACION CORONA - SLOT			
Burden	1.7	Ancho Block	8
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	133.2
Long. Barra	1.2	TMS	333

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	N° Barras	Angulo
1y5	11.5	9b + 0.58	75°
2y4	11.1	9b + 0.25	82°
3	11	9b + 0.17	90°

Fuente: Tabla propia

Tabla 9: Valores de perforación Slot - Corona

VOLADURA CORONA - SLOT			
N° Taladros	5	Metros Perforados	56.2
N° Cartuchos	146	Ton/metros perforados	5.925
Total Explosivo kg	57.2	RMR	21-30
Factor de Potencia Kg/Ton	0.172	Factor de Potencia Equivalente ANFO	0.26

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	Long. Carga	N° Cartuchos / Taladro Emulnor 3000 11/2"x12"	Total explosivo (Kg)
1y5	11.5	10.1	34	26.3
2y4	11.1	6.6	22	17.2
3	11	10.5	35	13.7

Fuente: Tabla propia

4. GENERACIÓN DE SLOT + CORONA

“La finalidad de emplear estos diagramas en niveles posteriores es eliminar el uso de bolsillos laterales, ya que estos exponen a los chutereros a posibles eventualidades.”

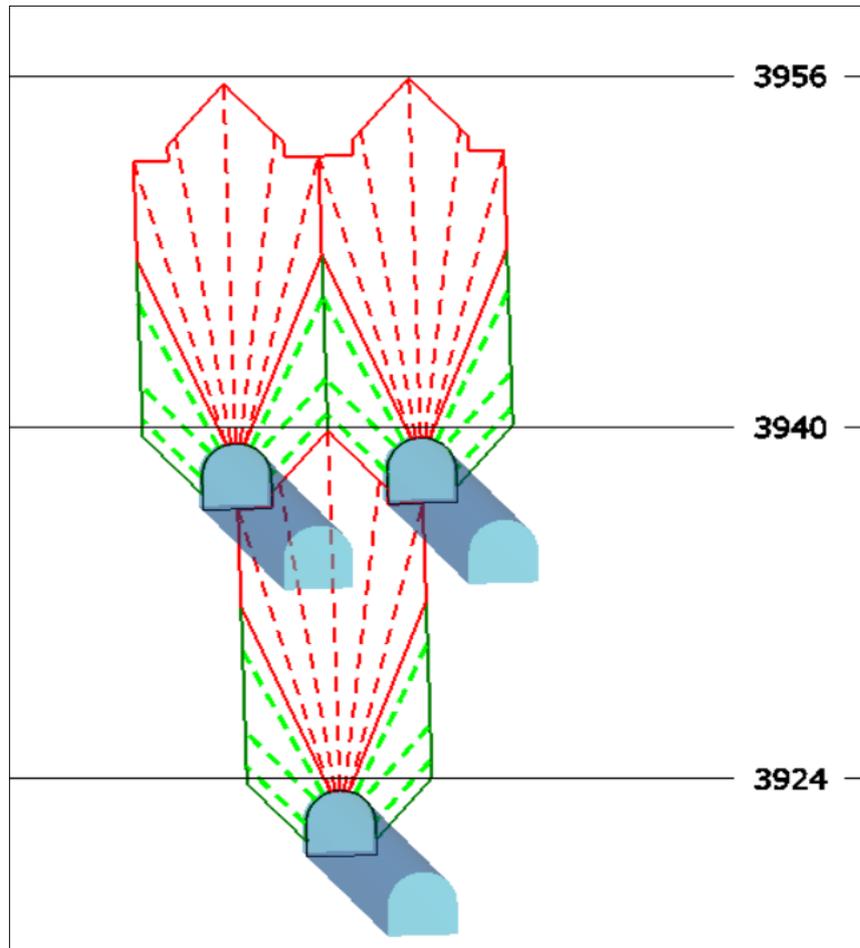


Figura 26: Vista 3D de tiros para Slot-Corona en diferentes niveles
Fuente: Elaboración propia

5. DISEÑO TALADROS DE PRODUCCIÓN

“Los taladros de producción se ejecutarán posterior a la detonación de la malla Slot, mostrada anteriormente.

Después de la generación de los slots a ambos lados de la V7. Se continuó con la perforación de los taladros de corona, realizando el carguío y voladura el día 13/11. La perforación se realizó en la F1 y F2 con un ángulo de 80° hacia el tope en abanico.

Para el carguío se usaron retardos de periodo largo con un intervalo de 500MS (dos cebos por taladro), en la F1 se cargaron 10 taladros y F2 8 taladros. Se usaron 248 cartuchos de emulnor 3000 1 ½" x 24" (181 kg), generando un tonelaje roto de 250 ton aprox. y un factor de carga de 0.72 kg/ton.

La secuencia de salida fue: 1° las cimbras, 2° los taladros de producción.

La perforación de los taladros en la corona (slot) debe ser a 90°, esto para asegurar que la salida tenga mayor cara libre."

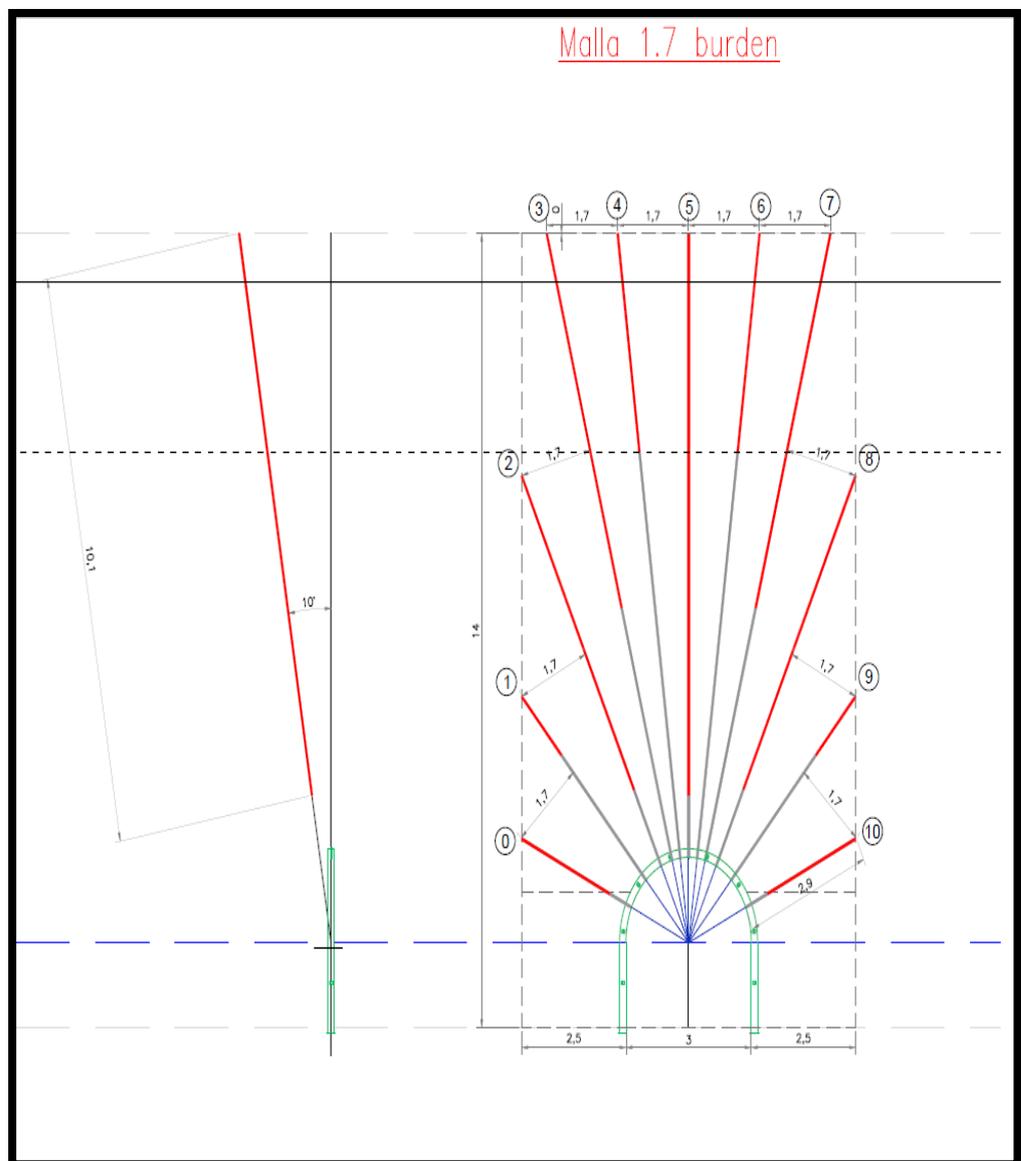


Figura 27: Diseño taladros de producción

Fuente: Diseño propio

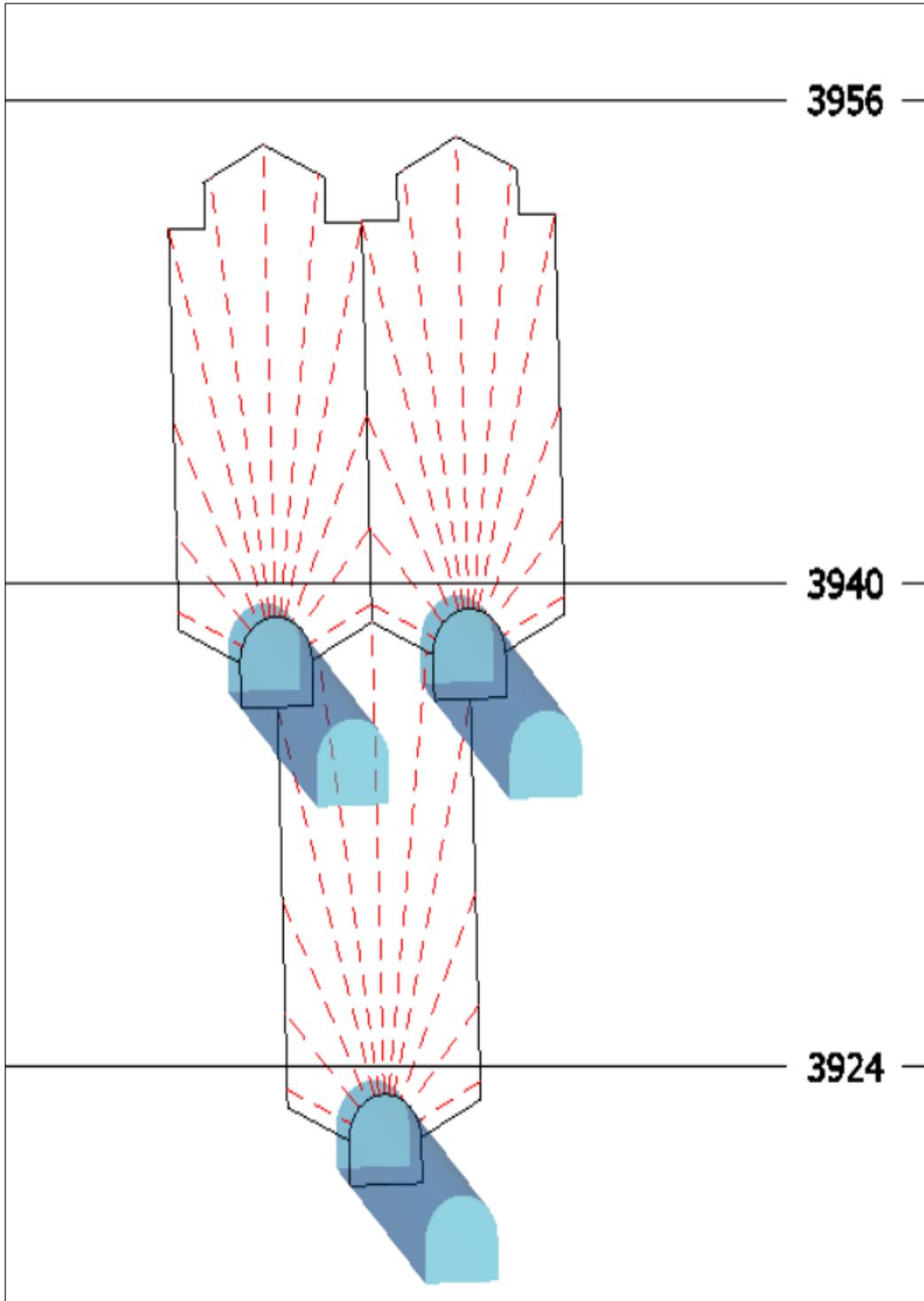


Figura 28: Diseño 3D taladros de producción

Fuente: Diseño propio

Tabla 10: Valores de perforación

PERFORACION			
Burden	1.7	Ancho Block	8
Espaciamiento	1	Altura Block	14
Diametro	64 mm	Volumen Roto	90.8
Long. Barra	1.2	TMS	227

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	N° Barras	Angulo
1y9	4.4	3b + 0.67	47°
2y8	7.6	6b + 0.33	64°
3y7	11.5	9b + 0.58	75°
4y6	11.1	9b + 0.25	82°
5	11	9b + 0.17	90°
0y10	2.9	2b + 0.5	25°

Fuente: Tabla propia

Tabla 11: Datos de voladura

VOLADURA			
N° Taladros	11	Metros Perforados	86
N° Cartuchos	171	Ton/metros perforados	2.64
Total Explosivo kg	66.796875	RMR	21-30
Factor de Potencia Kg/Ton	0.294	Factor de Potencia Equivalente ANFO	0.447

N° Taladro	Longitud Tal. (m)	Long. Carga	N° Cartuchos / Taladro Emulnor 3000 11/2"x12"	Total explosivo (Kg)
1y9	4.4	1.4	5	3.9
2y8	7.6	6.1	20	15.6
3y7	11.5	6.8	23	18.0
4y6	11.1	3.9	13	10.2
5	11	9.9	33	12.9
0y10	2.9	2.3	8	6.3

Fuente: Tabla propia

4.1.3.2. Diseños de carguío y voladura implementados

Con los resultados determinados anteriormente; se realizó diseños de carguío con FANEL PL de 12.0 metros para los taladros en la Corona y FANEL PL de 3.6 metros para los bolsillos, con el objetivo de reducir el costo de accesorios usados en el proceso de voladura.

Se realizó pruebas de en diferentes tipos de columna de carga usando explosivos de EMULNOR de 1000 y EMULNOR de 3000 de 1 ½ x 24 pulgadas.

Implementamos diseño de secuencia de retardos con números consecutivos secuenciales de tal manera de NO incrementar la CARGA OPERANTE por cada disparo realizado en tajo 6950 – Piso 8.

Durante el acompañamiento en campo identificamos desviaciones durante el carguío de carga explosiva en los taladros perforados tanto en la primera etapa bolsillos como cara libre y segunda etapa en la corona como taladros de producción, específicamente el exceso de carga en la columna. Incidir en el carguío adecuado según diseño.

Es importante contar con números adecuados de FANEL PL para realizar un diseño de carguío adecuado-

Implementar plataforma de carguío para minimizar la exposición de riesgo de caída de persona sobre escalera y tablas.

Se presentaron escenarios donde hubo escases de ACCESORIOS DE VOLADURA, se usaron material que ya cumplieron fecha de caducidad, deberán de evitar se estas prácticas, porque existen probabilidades de falla en el proceso de voladura.

DETERMINACIÓN DE LA CANTIDAD DE ANFO POR METRO DE TALADRO

$\pi \text{ Sí } l \leq 6 \times \emptyset$

Diámetro " \emptyset " del taladro de producción 2.5 pulg = 64 mm

El volumen " V " de 1 metro de taladro de diámetro " \emptyset " es:

$$V = \pi \times \emptyset^2 \times h / 4$$

$$V = 3.1416 \times (64/1000)^2 / 4 = 0.003217 \text{ m}^3$$

Caso del anfo sin confinar (cargado por gravedad)

Peso específico del anfo sin confinar:

0.73 gr/cm

3730 kg / m³

El peso " W " de esta columna de anfo es: $\rho \times V = 2.312 \text{ kg / m}$

Caso del anfo confinado (cargado con aire comprimido)

Peso específico del anfo confinado:

0.90 gr/cm

3900 kg / m³

El peso " W " de esta columna de anfo es: $\rho \times V = 2.850 \text{ kg / m}$

CARGUIO DE EXPLOSIVOS PRODUCCIÓN

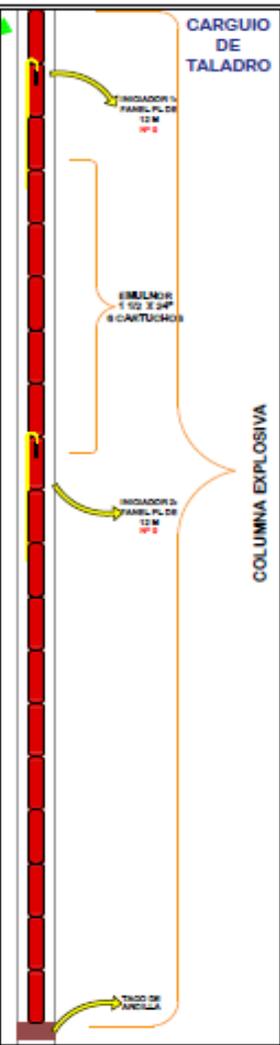
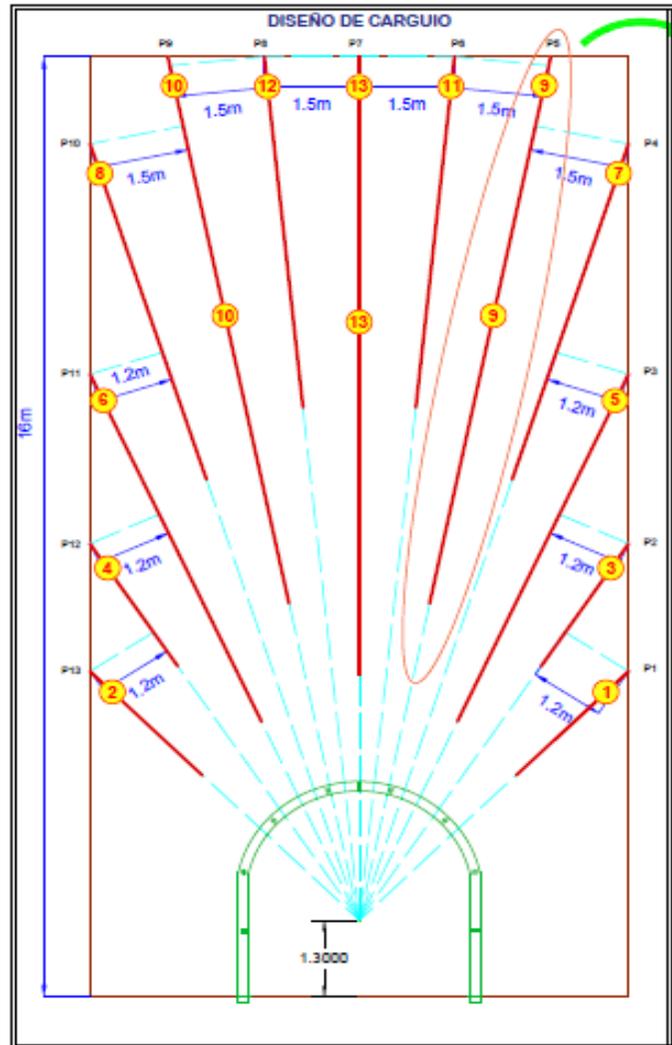
Nº TALADROS	LONGITUD TALADROS	LONGITUD TALADRO		CARTUCHOS/TALADRO		TOTAL CARTUC HOS	TOTAL Gelatina (kg)	TOTAL Semexsa (kg)	TOTAL PESO (Kg)
		Con Carga	Sin Carga	Gelatina 75% 7/8" x 7"	Semexsa 65% 1 1/8" x 7"				
1	4.83	3.43	1.40	4	16	20	0.35	1.92	2.27
2	10.09	8.29	1.80	9	38	47	0.83	4.64	5.48
3	10.17	5.97	4.20	7	27	34	0.60	3.34	3.95
4	10.00	8.00	2.00	9	37	46	0.80	4.48	5.29
5	10.17	5.97	4.20	7	27	34	0.60	3.34	3.95
6	10.09	8.29	1.80	9	38	47	0.83	4.64	5.48
7	4.83	3.43	1.40	4	16	20	0.35	1.92	2.27
TOTAL	60.18	43.38	16.80	50	198	248	4.36	24.30	28.67

Tonelaje estimado por fila	803.14
----------------------------	---------------

Factor de potencia (Kg/TMS)	0.04
-----------------------------	-------------

TMS/mt perforado	13.35
------------------	--------------

Cada prueba se presenta en los siguientes graficos donde se consideran todas las pruebas realizadas para diferentes valores, determinados empiricamente de las voladuras realizadas en campo.

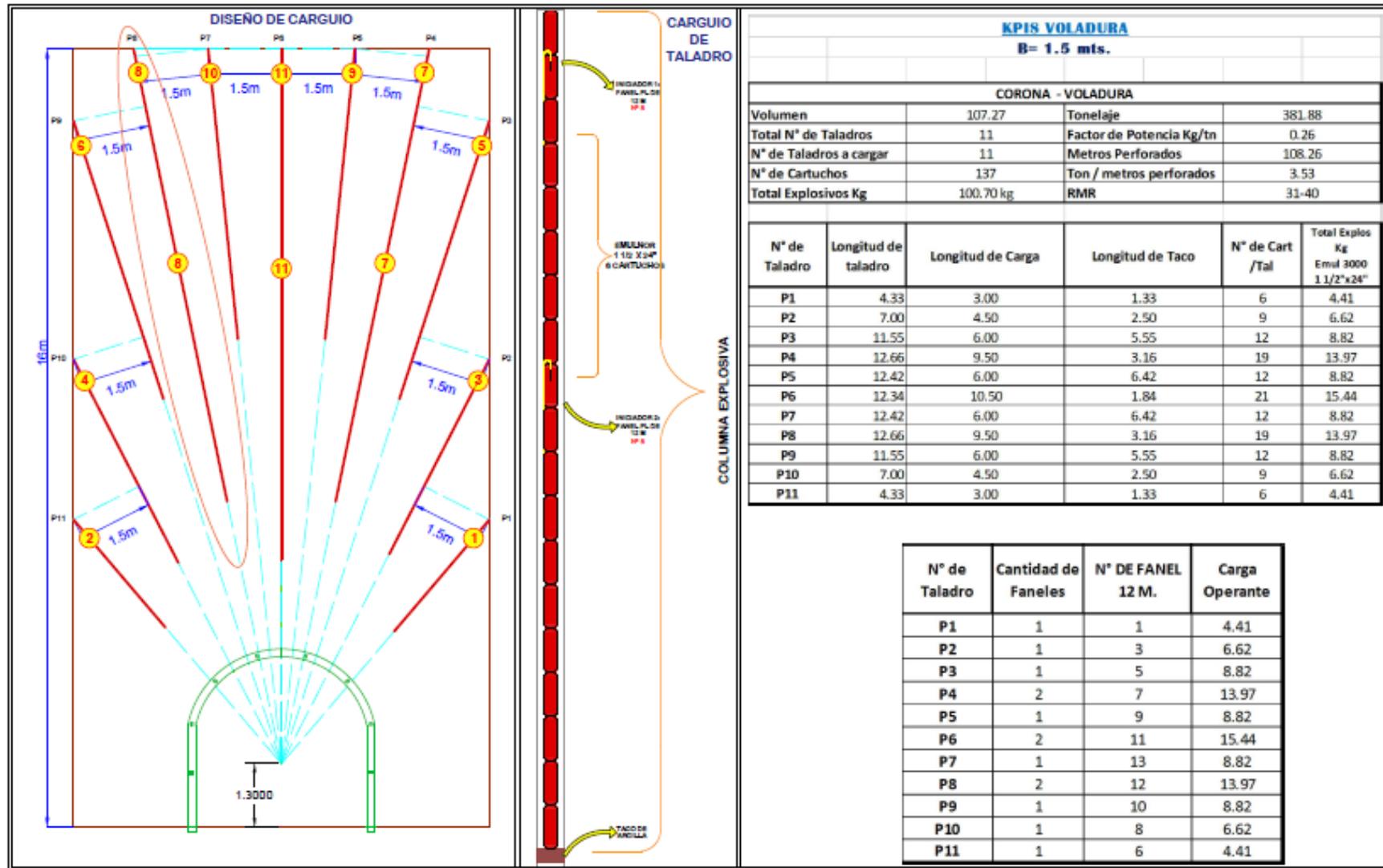


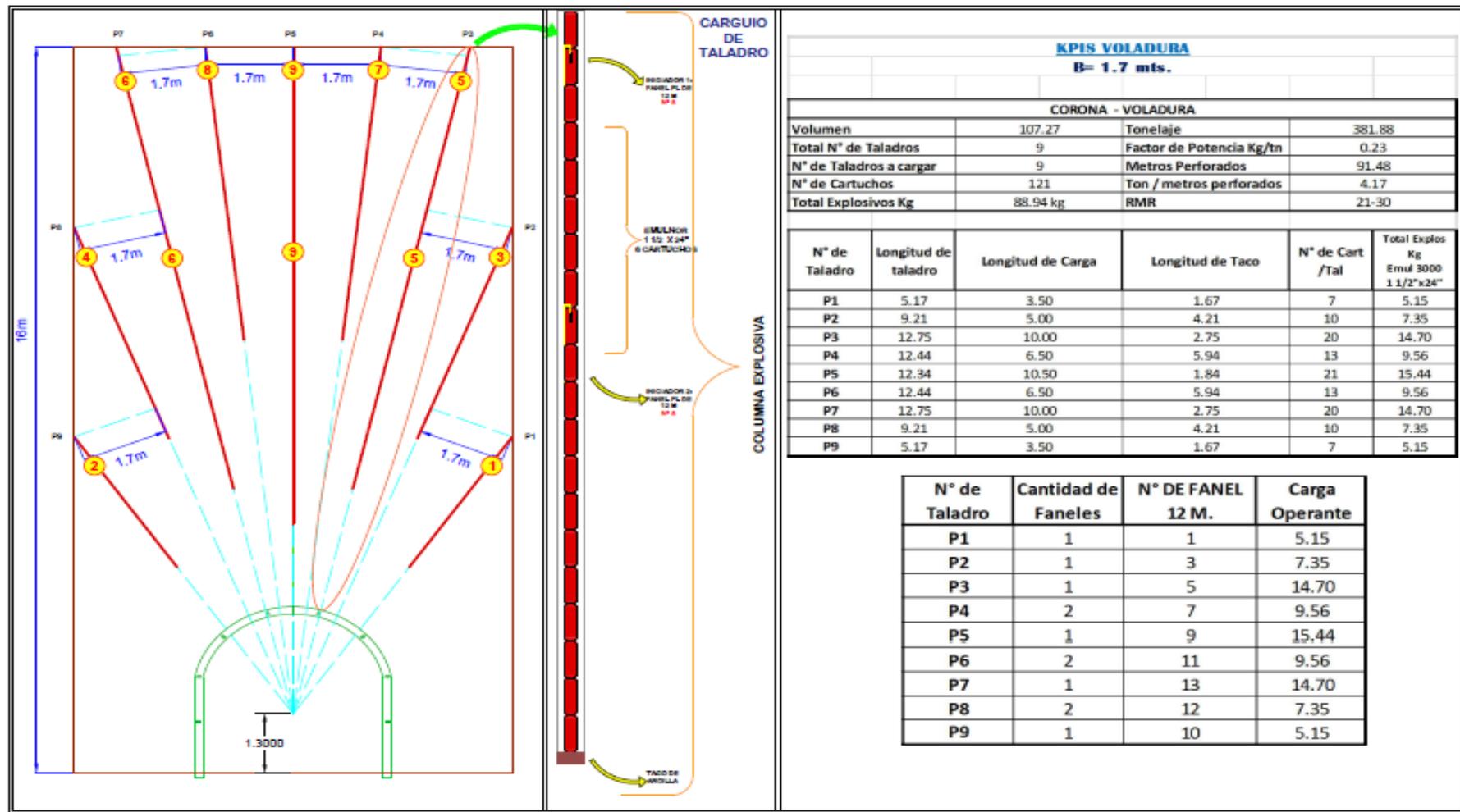
KPIS VOLADURA
B= 1.2 - 1.5 mts.

CORONA - VOLADURA			
Volumen	107.27	Tonelaje	381.88
Total N° de Taladros	13	Factor de Potencia Kg/tn	0.29
N° de Taladros a cargar	13	Metros Perforados	119.66
N° de Cartuchos	153	Ton / metros perforados	3.19
Total Explosivos Kg	112.46 kg	RMR	31-40

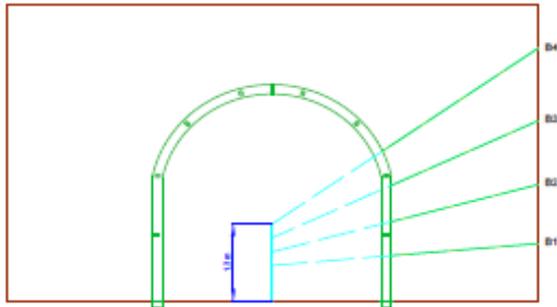
N° de Taladro	Longitud de taladro	Longitud de Carga	Longitud de Taco	N° de Cart / Tal	Total Explosivos Kg Emul 3000 1 1/2"x24"
P1	3.80	2.50	1.30	5	3.68
P2	5.42	2.50	2.92	5	3.68
P3	7.84	6.50	1.34	13	9.56
P4	11.54	6.00	5.54	11	8.82
P5	12.64	9.50	3.14	15	13.97
P6	12.42	6.00	6.42	11	8.82
P7	12.34	10.50	1.84	21	15.44
P8	12.42	6.00	6.42	11	8.82
P9	12.64	9.50	3.14	15	13.97
P10	11.54	6.00	5.54	11	8.82
P11	7.84	6.50	1.34	13	9.56
P12	5.42	2.50	2.92	5	3.68
P13	3.80	2.50	1.30	5	3.68

N° de Taladro	Cantidad de Faneles	N° DE FANEL 12 M	Carga Operante
P1	1	1	3.68
P2	1	3	3.68
P3	1	5	9.56
P4	1	7	8.82
P5	2	9	13.97
P6	1	11	8.82
P7	2	13	15.44
P8	1	12	8.82
P9	2	10	13.97
P10	1	8	8.82
P11	1	6	9.56
P12	1	4	3.68
P13	1	2	3.68

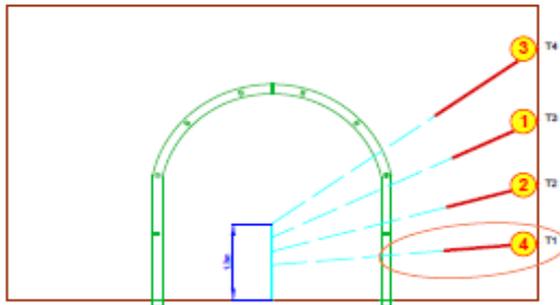




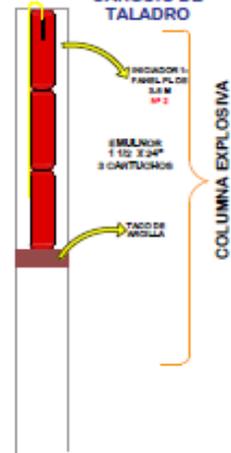
MALLA DE PERFORACION - BOLSILLOS



DISEÑO DE CARGUIO - BOLSILLOS



CARGUIO DE TALADRO



VISTA FRONTAL



KPI'S DE PERFORACION

BOLSILLOS

BOLSILLOS - PERFORACIÓN			
Burden	1.0	Ancho Block	8.5
Espaciamiento	1.0	Altura Block	16
Diámetro	64 mm	Volumen Roto	6.09
Long. De Barra	1.2	TMS	21.68
Metros Perforados	30.39	RMR	21-30
Ton / metros perforados	2.09	Total N° de Taladros	4

N° de Taladro	Long. de Taladro (m)	N° de Barras	Ángulo
T1	2.35	1.96 b	5
T2	2.43	2.05 b	15
T3	2.58	2.15 b	25
T4	3.03	2.53 b	35

KPI'S VOLADURA

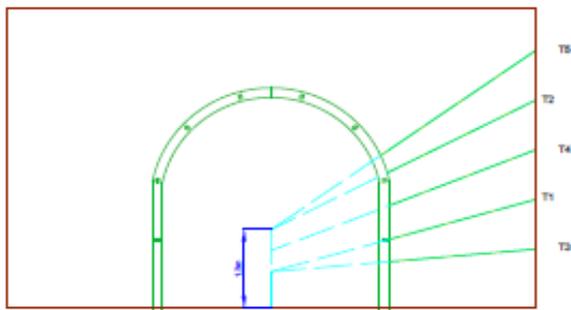
BOLSILLOS

VOLADURA			
Volumen	6.09	Tonelaje	21.68
Total N° de Taladros	4	Factor de Potencia Kg/m	0.44
N° de Taladros a cargar	4	Metros Perforados	30.39
N° de Cartuchos	13	Ton / metros perforados	2.09
Total Explosivos Kg	9.56 kg	RMR	31-40

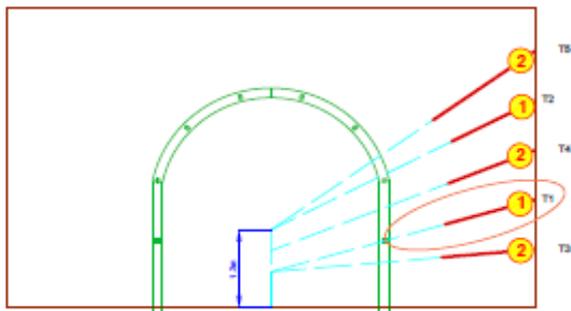
N° de Taladro	Longitud de taladro	Longitud de Carga	Longitud de Taco	N° de Cart /Tal	Total Explos. Kg 1 1/2"x24"
T1	2.35	1.50	0.85	3	2.21
T2	2.43	1.50	0.93	3	2.21
T3	2.58	1.50	1.08	3	2.21
T4	3.03	2.00	1.03	4	2.94

N° de Taladro	Cantidad de Faneles	N° de Fanel de 3.6 m	Carga Operante
T2	1	2	2.205
T3	1	1	2.205
T4	1	3	2.94
T1	1	4	2.205

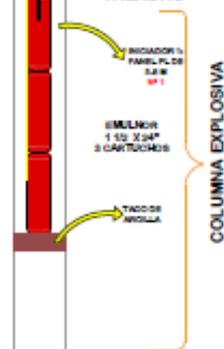
MALLA DE PERFORACION - BOLSILLOS



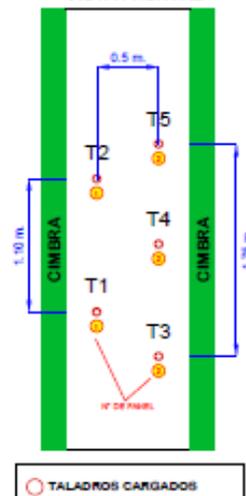
DISEÑO DE CARGUIO - BOLSILLOS



CARGUIO DE TALADRO



VISTA FRONTAL



KPI'S DE PERFORACION

BOLSILLOS

BOLSILLOS - PERFORACION			
Burden	0.5	Ancho Block	8.5
Espaciamiento	0.8	Altura Block	16
Diámetro	64 mm	Volumen Roto	6.09
Long. De Barra	1.2	TMS	21.68
Metros Perforados	12.99	RMR	31-40
Ton / metros perforados	1.67	Total N° de Taladros	5

N° de Taladro	Long. de Taladro (m)	N° de Barras	Ángulo
T1	2.43	2.03 b	5
T2	2.66	2.22 b	16
T3	2.35	1.96 b	21
T4	2.52	2.10 b	27
T5	3.03	2.53 b	37

KPI'S VOLADURA

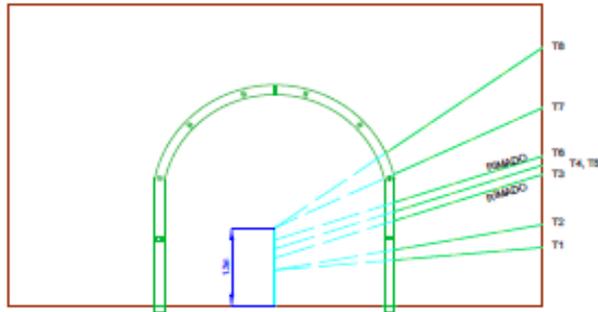
BOLSILLOS

VOLADURA			
Volumen	6.09	Tonelaje	21.68
Total N° de Taladros	5	Factor de Potencia Kg/bn	0.54
N° de Taladros a cargar	5	Metros Perforados	12.99
N° de Cartuchos	16	Ton / metros perforados	1.67
Total Explosivos Kg	11.75 kg	RMR	31-40

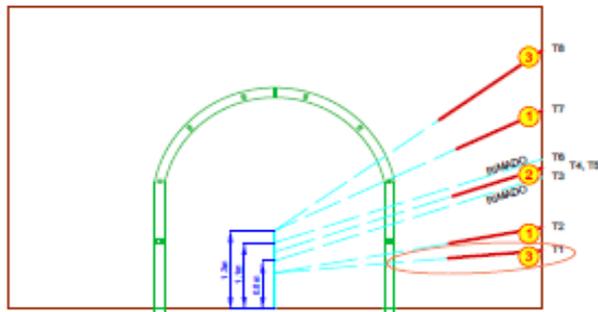
N° de Taladro	Longitud de taladro	Longitud de Carga	Longitud de Taco	N° de Cart /Tal	Total Explos Kg Emul 3000 1 1/2" x 2 1/4"
T1	2.35	1.50	0.85	3	2.21
T2	2.43	1.50	0.93	3	2.21
T3	2.52	1.50	1.02	3	2.21
T4	2.66	1.50	1.16	3	2.21
T5	3.03	2.00	1.03	4	2.94

N° de Taladro	Cantidad de Faneles	N° de Fanel de 3.6 m	Cantidad de Explosivo (Kg)	Carga Operante
T1	1	1	2.205	2.205
T2	1	1	2.205	
T3	1	2	2.205	
T4	1	2	2.205	
T5	1	2	2.94	

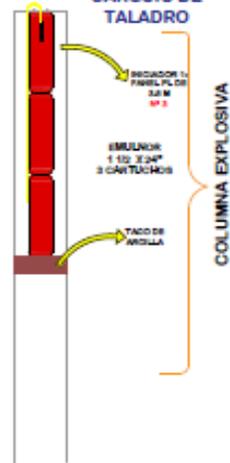
MALLA DE PERFORACION - BOLSILLOS



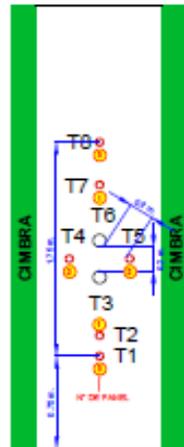
DISEÑO DE CARGUIO - BOLSILLOS



CARGUIO DE TALADRO



VISTA FRONTAL



○ TALADROS CARGADOS

KPI DE PERFORACION BOLSILLOS

BOLSILLOS - PERFORACION			
Burden	0.5	Ancho Block	8.5
Espaciamiento	0.8	Altura Block	16
Diámetro	64mm	Volumen Roto	6.09
Long. De Barra	1.2	TMS	21.68
Metros Perforados	12.11	RMI	31-40
Ton / metros perforados	1.29	Total N° de Taladros	5

N° de Taladro	Long. de Taladro (m)	N° de Barras	Ángulo
T1	2.35	1.96b	5
T2	2.38	1.98b	10
T3 (RIMADO)	2.46	2.05b	18
T4	2.46	2.05b	18
T5	2.46	2.05b	18
T6 (RIMADO)	2.46	2.05b	18
T7	2.60	2.17b	25
T8	3.03	2.53b	35

KPI VOLADURA BOLSILLOS

VOLADURA			
Volumen	6.09	Tonelaje	21.68
Total N° de Taladros	8	Factor de Potencia Kg/m	0.64
N° de Taladros a cargar	5	Metros Perforados	20.20
N° de Cartuchos	19	Ton / metros perforados	1.07
Total Explosivos Kg	13.97kg	RMI	31-40

N° de Taladro	Longitud de taladro	Longitud de Carga	Longitud de Taco	N° de Cart / Tal	Total Explos Kg total 1000 11/2"x36"
T1	2.35	1.50	0.85	3	2.21
T2	2.38	1.50	0.88	3	2.21
T3 (RIMADO)	2.46	0.00	2.46	0	0.00
T4	2.46	1.50	0.96	3	2.21
T5	2.46	1.50	0.96	3	2.21
T6 (RIMADO)	2.46	0.00	2.46	0	0.00
T7	2.6	1.50	1.10	3	2.21
T8	3.03	2.00	1.03	4	2.94

N° de Taladro	Cantidad de Fanels	N° de Fanel de 3.6 m	Cantidad de explosivo por taladro	Carga Operante
T1	1	3	2.21	2.21
T7	1	1	2.21	2.21
T4	1	2	2.21	2.21
T5	1	2	2.21	2.21
T8	1	3	2.94	2.57
T2	1	1	2.21	2.21

4.1.4. Diseño de malla

4.1.4.1. Modelo general Esperanza

Como primera evaluación, se realiza una prueba con resultados preliminares para comprobar el correcto funcionamiento del modelo. Para esto, se seleccionan todos los niveles no explotados en el modelo de bloques, en donde cada nivel de explotación se encuentra espaciado cada 16 metros. Además, se sitúan puntos de extracción contiguos (sin pilar) para simplificar la evaluación preliminar.

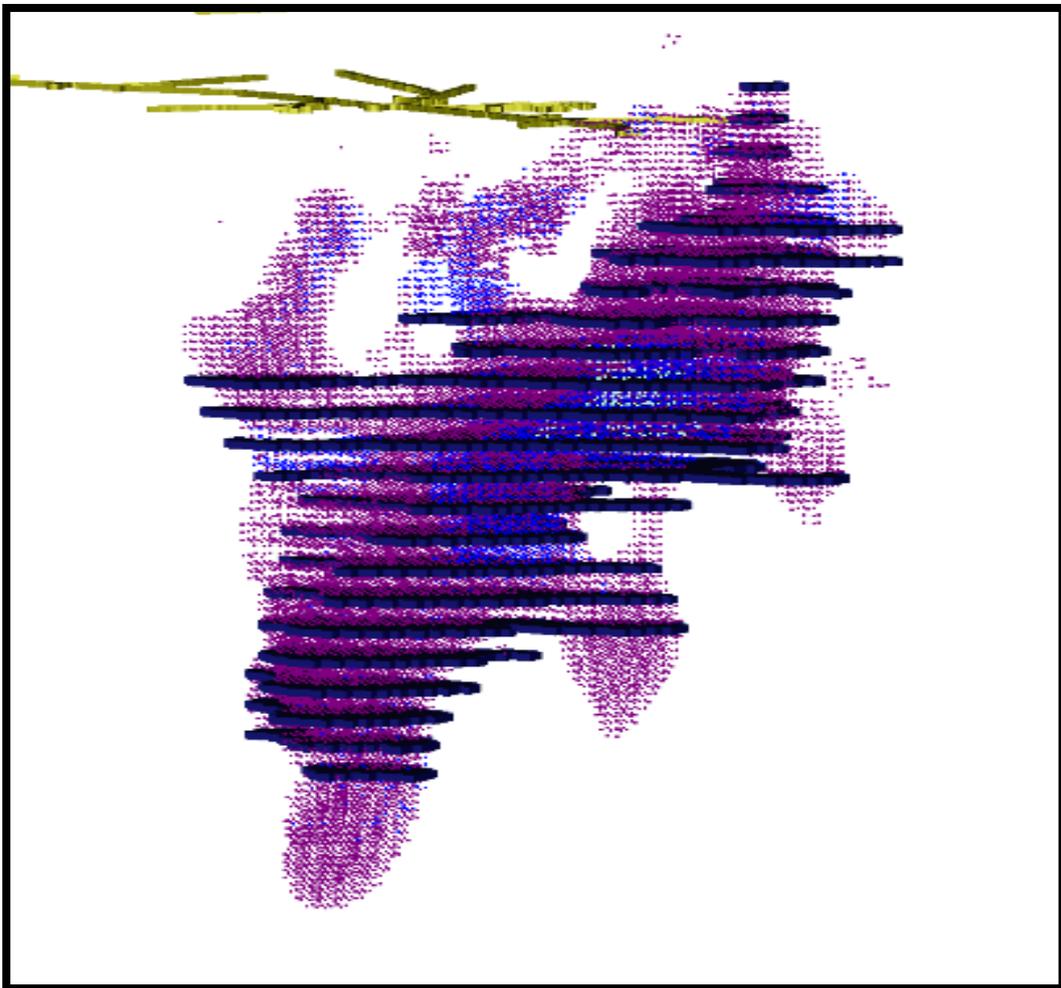


Figura 29: Niveles seleccionados para evaluación general

Fuente: Area de planeamiento

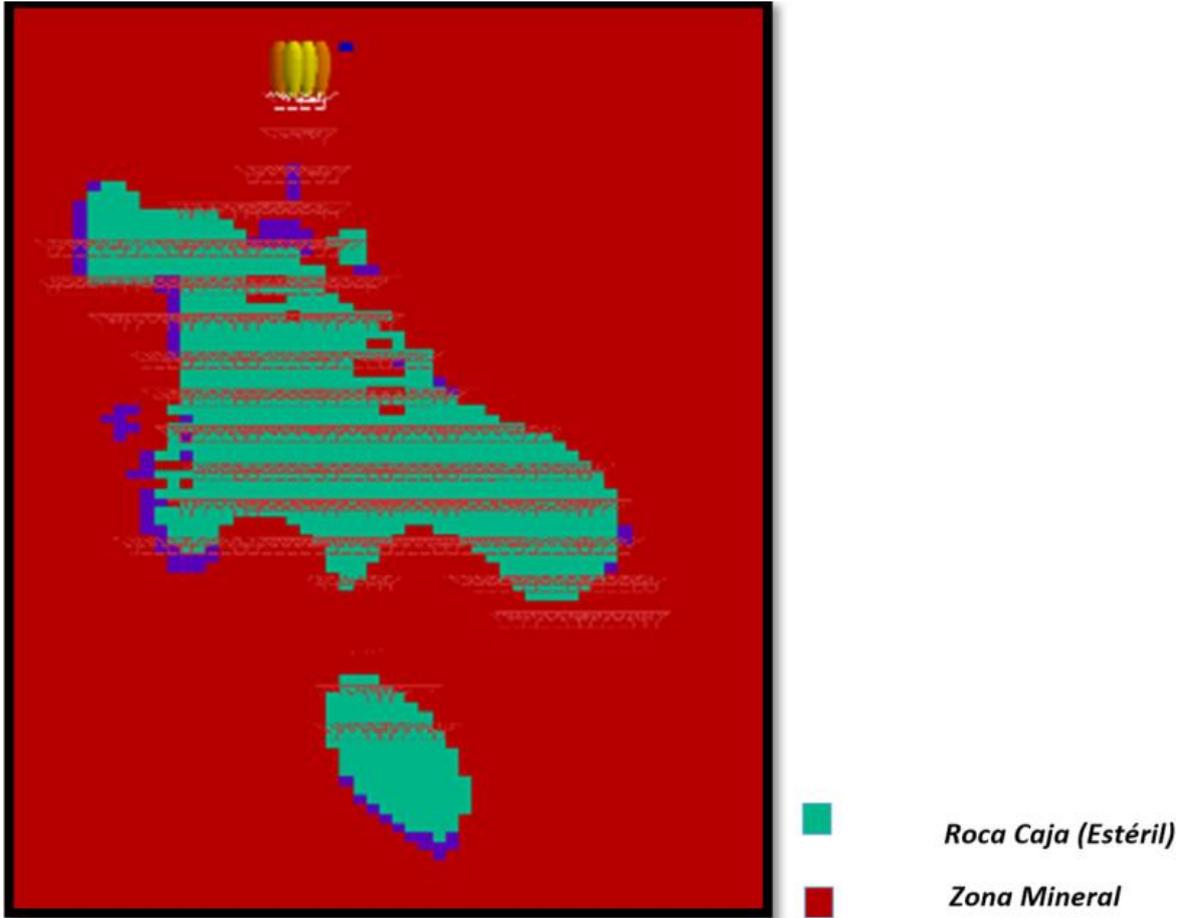


Figura 30: Periodo inicial

Fuente: Area de planeamiento

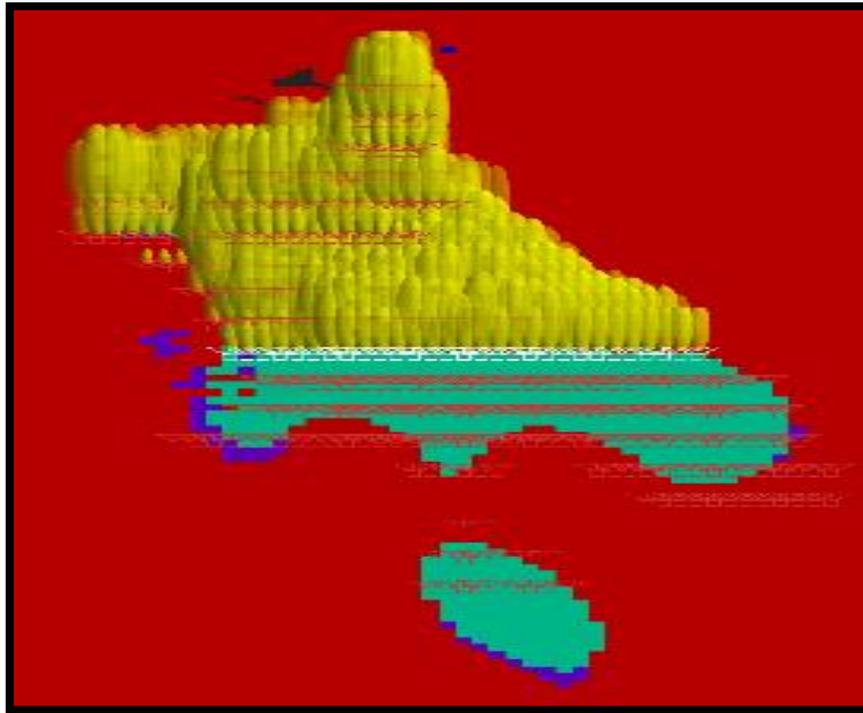


Figura 31: Evolución de elipsoides y periodo final-a

Fuente: Area de planeamiento

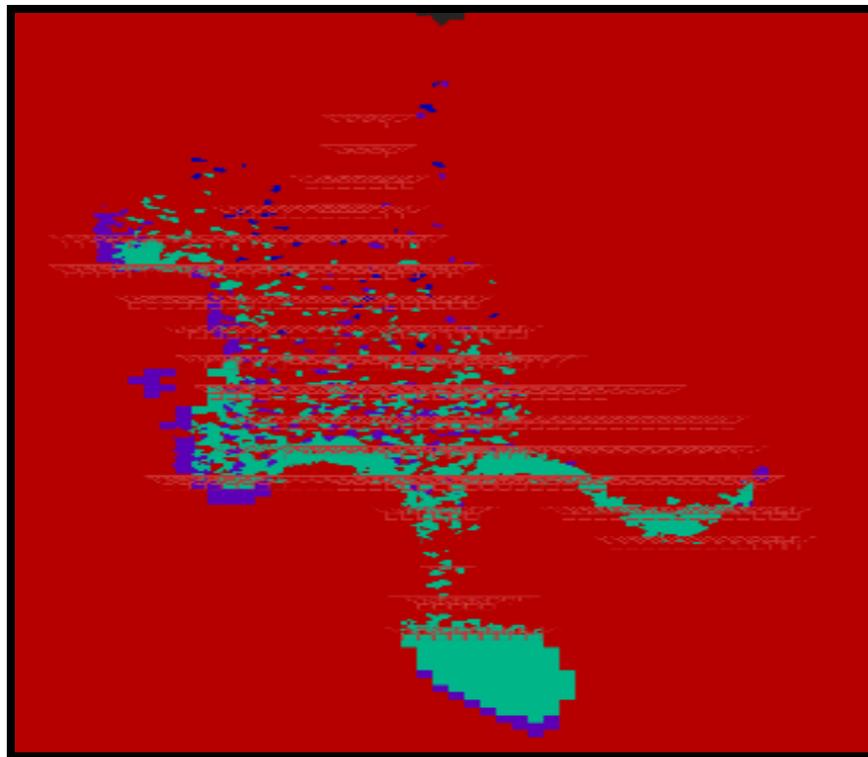


Figura 32: Evolución de elipsoides y periodo final-b

Fuente: Area de planeamiento

De la evaluación preliminar, se obtienen los siguientes resultados:

Tabla 12: Resultados verificación REBOP

Parámetro	Valor
Tonelaje Total [t]	3,999,168
Esteril Total [t]	850,455
Recuperación [%]	85.9%
Dilución [%]	21%

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

La simulación del modelo de flujo gravitacional nos entrega la recuperación y dilución del cuerpo, inputs que servirán para retroalimentar los cálculos económicos del yacimiento.

Ya comprobado el funcionamiento del modelo, a continuación se realizará un análisis de sensibilidad para distintos anchos de pilar para verificar la relación entre recuperación y dilución óptima que permita generar mayor beneficio tomando en cuenta además la estabilidad del pilar.

Esta evaluación es realizada para 3 niveles en particular, los cuales son sometidos a anchos de pilares de 4, 5.5 y 7m entre ventanas de explotación.

MODELO ESPERANZA PILAR 4M

Para el análisis de flujo gravitacional en la zona de Esperanza se evalúa los siguientes niveles como extracción continua, considerando a los niveles superiores como ya extraídos.

Tabla 13: Niveles Esperanza

Nivel Referencia		Cota (m)
"Piso 16	Nivel 970	3976
Piso 08	Nivel 970	3960
Piso 00	Nivel 970	3944"

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

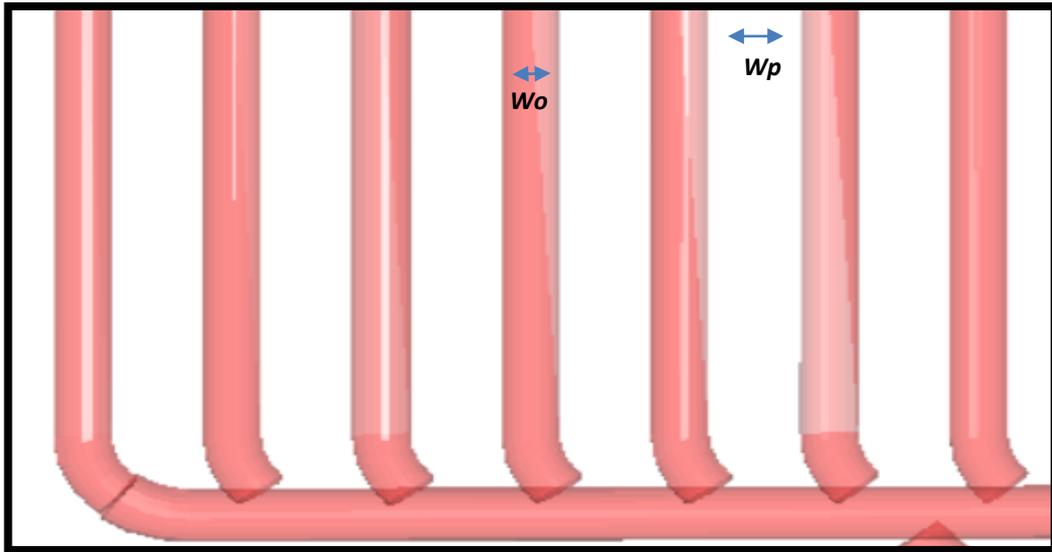


Figura 33: Espaciamiento y ancho de ventana

Fuente: Area de Planeamiento

Las dimensiones a utilizar son:

- Ancho de pilar: $W_p = 4 \text{ m}$
- Ancho de ventana: $W_o = 3.5 \text{ m}$

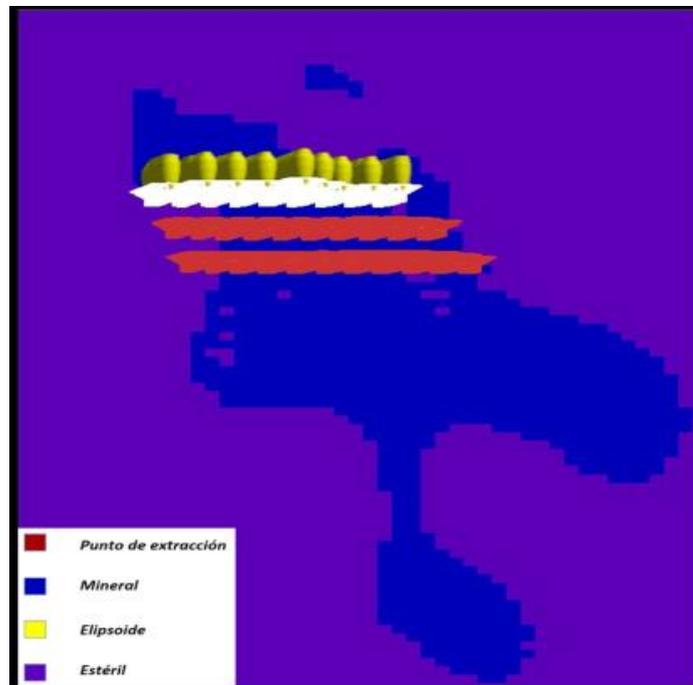


Figura 34: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m -a

Fuente: Area de planeamiento

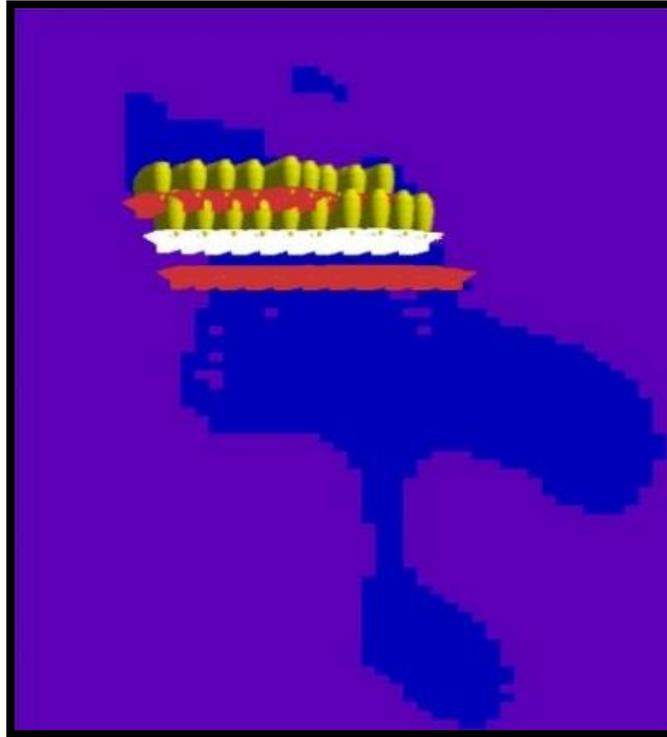


Figura 35: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m - b

Fuente: Area de planeamiento

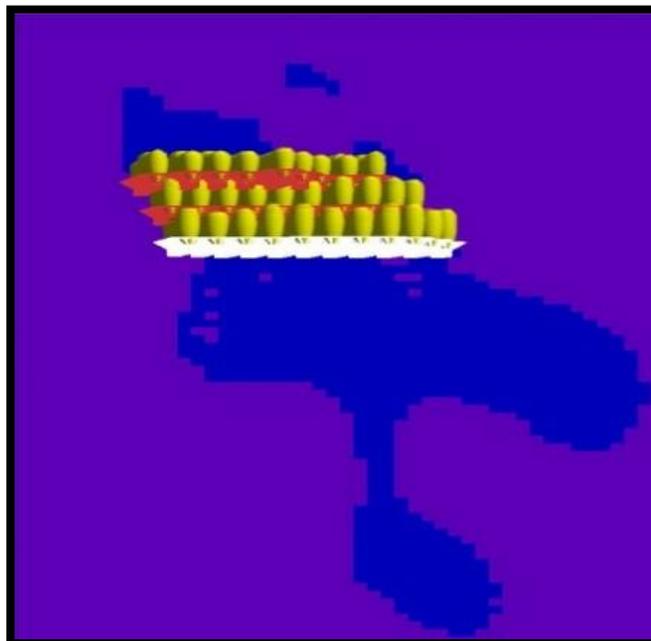


Figura 36: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 4m -c

Fuente: Area de planeamiento

Se muestra los elipsoides de interacción actuando entre cada nivel:

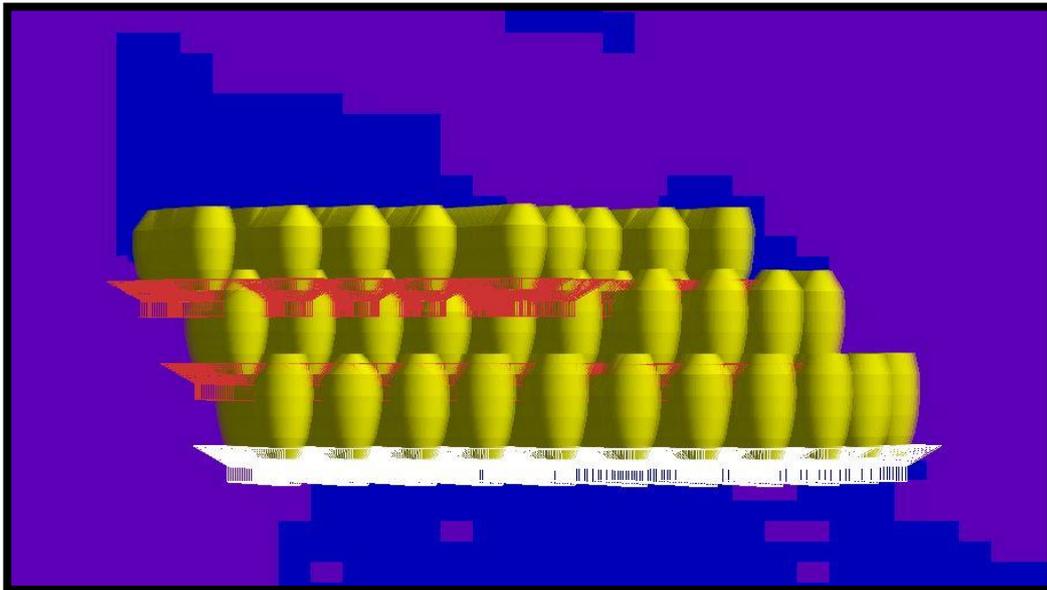


Figura 37: Punto de extracción y elipsoides de interacción - cuerpo Esperanza

Fuente: Area de planeamiento

Los resultados obtenidos de la simulación son los siguientes:

Tabla 14: Resultados Esperanza 4m

	Mineral (ton)	Esteril (ton)
Total	232,953	89,485
Programa	379,960	
Recuperación	85%	
Dilución	38%	

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

El tonelaje total corresponde al programado para los tres niveles establecidos inicialmente.

MODELO ESPERANZA PILAR 5.5 M

De igual forma a lo realizado en el caso de ancho de pilar 4m, se procede a determinar la dilución y recuperación para un ancho de pilar de 5.5m. Es importante señalar que se utilizan los mismos niveles establecidos en el caso de ancho de pilar 4 m.

Las dimensiones a utilizar son:

- Ancho de pilar: $W_p = 5.5$ m
- Ancho de ventana: $W_o = 3.5$ m



Figura 38: Evolución elipsoides de extracción. espaciamento 5.5m

Fuente: Area de planeamiento

Los resultados obtenidos de la simulación, en términos de recuperación minera y dilución, son los siguientes:

Tabla 15: Resultados Esperanza 5.5m

	Mineral (ton)	Esteril (ton)
Total	222,864	79,957
Programa	379,960	
Recuperación	80%	
Dilución	36%	

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

MODELO ESPERANZA PILAR 7 M

De igual forma a lo realizado en el caso de ancho de pilar 4m, se procede a determinar la dilución y recuperación para un ancho de pilar de 7m. Es importante señalar que se utilizan los mismos niveles establecidos en el caso de ancho de pilar 4 m.

Las dimensiones a utilizar son:

- Ancho de pilar: $W_p = 7$ m
- Ancho de ventana: $W_o = 3.5$ m.

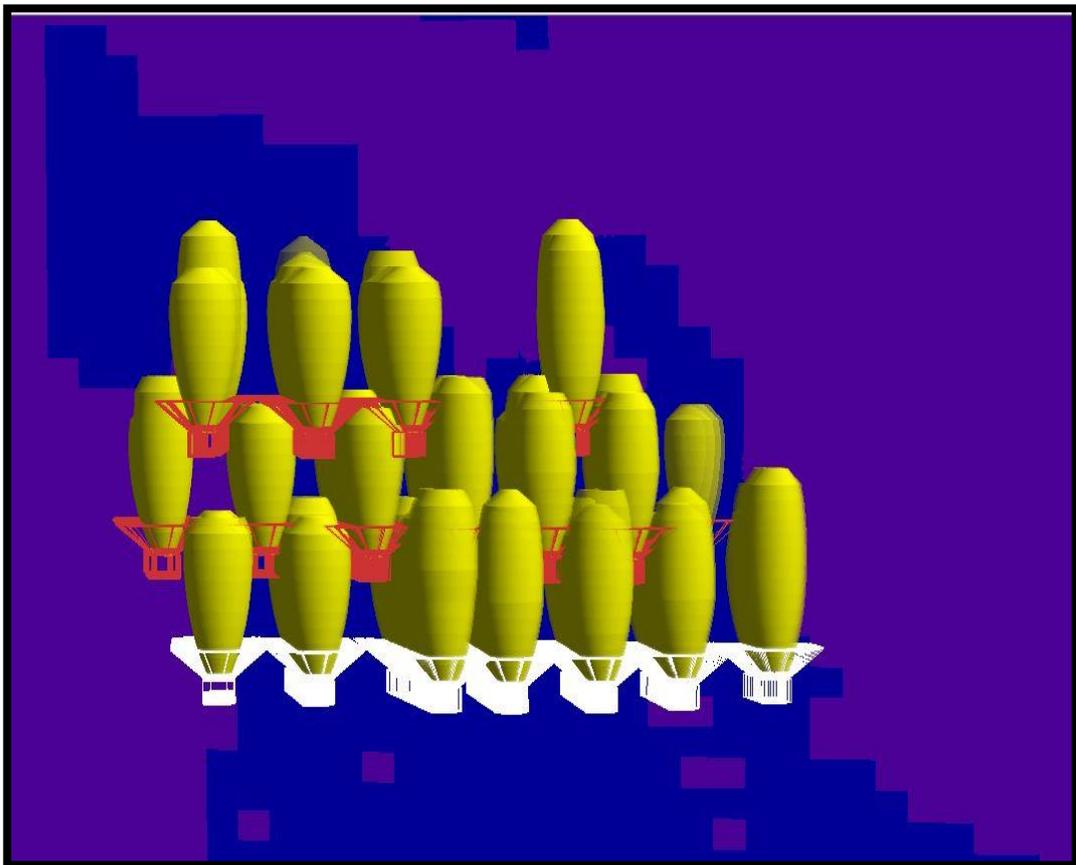


Figura 39: Evolución elipsoides de extracción. Espaciamiento 7m

Fuente: Area de planeamiento

Los resultados obtenidos para la simulación del flujo gravitacional con ancho de pilar 7 m son:

Tabla 16: Resultados Esperanza 7m

	Mineral (ton)	Esteril (ton)
Total	216,490	73,348
Programa	379,960	
Recuperación	76%	
Dilución	34%	

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

Finalmente, a modo de resumen obtenemos los resultados para cada dimensión de ancho de pilar evaluado en el cuerpo Esperanza.

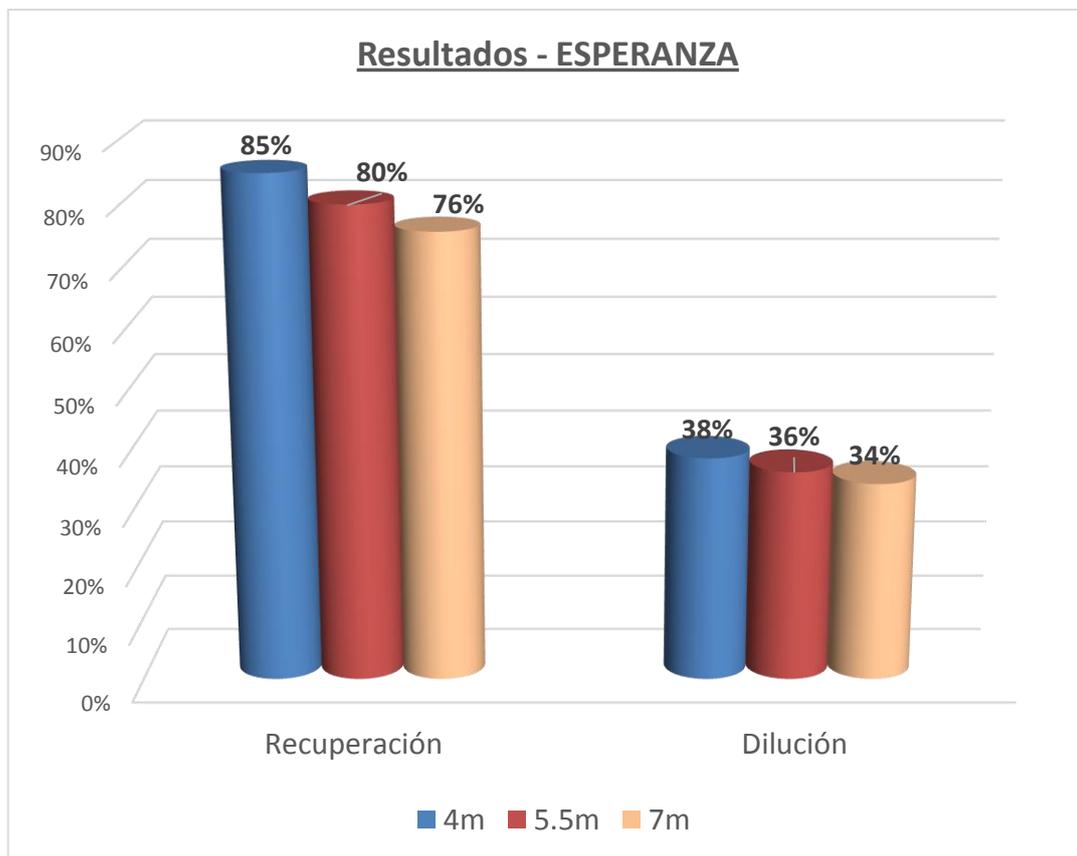


Figura 40: Resumen resultados espacamiento – Esperanza

Fuente: Area de planeamiento

Se evidencia que a medida que se incrementa el ancho del pilar entre ventanas, disminuye la recuperación minera y para el caso del cuerpo Esperanza disminuye la dilución.

VALORIZACIÓN MALLA DE EXTRACCIÓN

Determinados los resultados en base a la recuperación y dilución de los diferentes anchos de pilares entre ventanas de producción, se procede a valorizar cada uno de los casos, de tal manera de determinar cuál malla es la que produce menores costos de operación para este sector. Para realizar esto, se determina un módulo unitario con 4 ventanas de producción, tal y como se presenta en la siguiente figura:

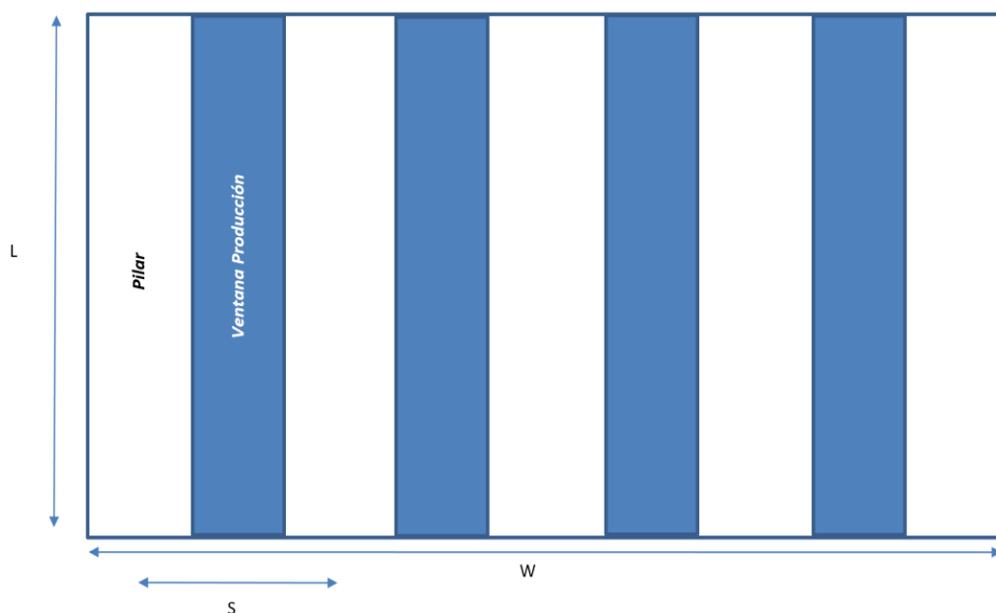


Figura 41: Módulo unitarios para la valorización de mallas

Fuente: Area de planeamiento

Donde L corresponde al largo de la ventana, S el ancho de una unidad (pilar + ventana) y W el ancho total del módulo.

Luego, se valoriza considerando el tonelaje total extraído en el módulo, la recuperación, dilución, costos de preparación, extracción, planta y reparación del punto, obteniéndose los siguientes resultados:

Tabla 17: Valorización de malla - Esperanza

Parámetro	Unidad	Valor		
Ancho Pilar	m	4	5.5	7
Ventanas/modulo	n°	4	4	4
Largo del modulo	m	10	10	10
S	m	7.5	9	10.5
H	m	16	16	16
Densidad	t/m3	2.7	2.7	2.7
Tonelaje	t	12,960	15,552	18,144
Ley	%	140	140	140
Recuperación	%	85%	80%	76%
Dilución	%	38%	36%	34%
Preparacion minera	m/t	0.0054	0.0049	0.0045
Velocidad de extracción base	t/m2/día	3	2	2
Costo de operación base	\$/t	17	17	17
Velocidad de extracción diseño	t/m2/día	3	2	2
Costo de operación de diseño	\$/t	17	17	17
Razón de excavacion	%	53%	44%	38%
Costo de reparación	\$/m	800	800	800
Área a reparar	m/t	0.0029	0.0022	0.0017
Costo reparación	\$/t	2	2	1
Costo de avance	\$/m	1,200	1,200	1,200
Costo de Preparacion minera	\$/t	6	6	5
Tonelaje extraible	t	17,885	21,151	24,313
Ley extraible	%	86	82	79
RF	\$/t/%	1	1	1
Costo de Planta	\$/t	16	16	16
Ebidta unitario	\$/t	28.6	27.1	26.1
Suma de Costos	\$/t	42	41	40
Costo de Operación total Malla	\$/t	57.7	55.2	53.3

Fuente: Datos de las pruebas realizadas de SLC

Luego, para el caso de Esperanza, se determina que un ancho de pilar entre ventanas de 7m es el óptimo en términos de costos.

4.1.5. Optimización del método Sublevel Caving ciclo de minado

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACION Y VOLADURA ACORDE AL BUZAMIENTO DEL CUERPO

Malla 1.2 burden

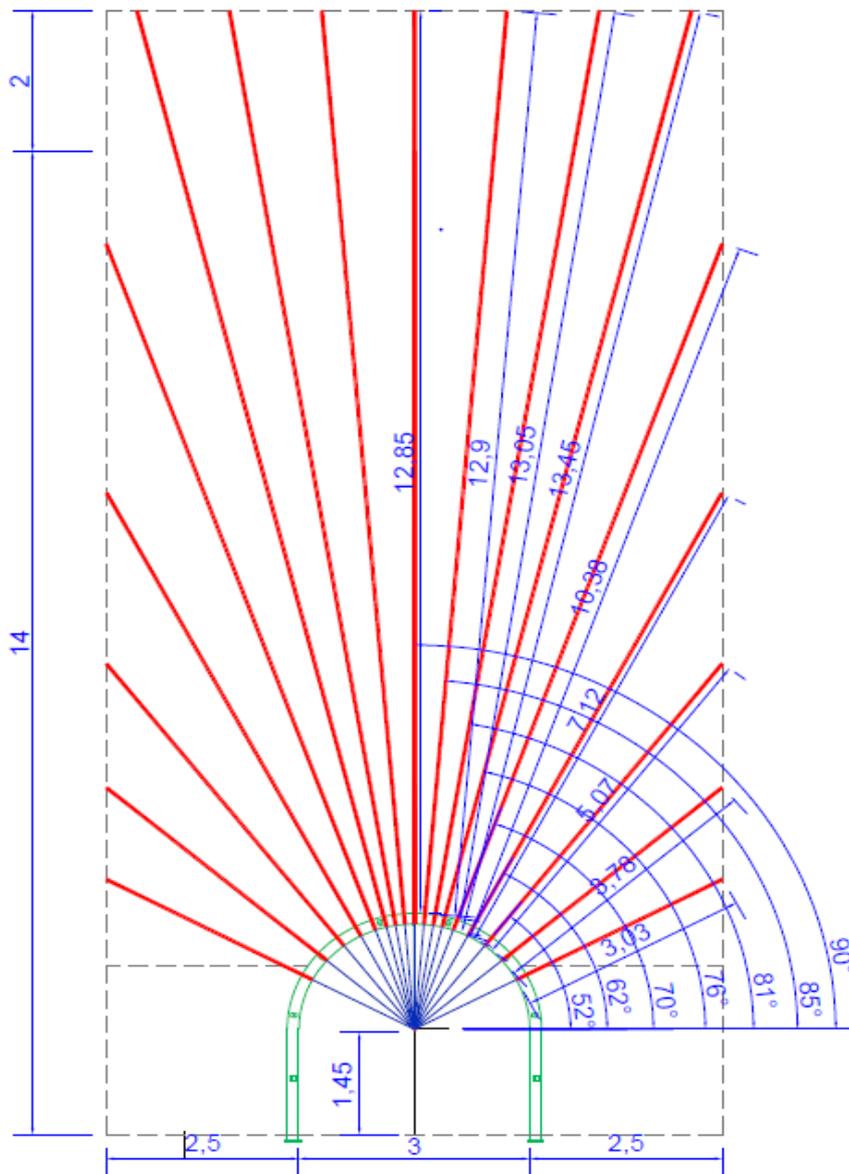


Figura 42: Diseño de malla

Fuente: Diseño propio

ETAPA N°1

- Perforar y ejecutar la voladura en los slots laterales pertenecientes al primer abanico entre las dos primeras filas de cimbras.
- Realizar la limpieza de todo el esponjamiento de los slots laterales.

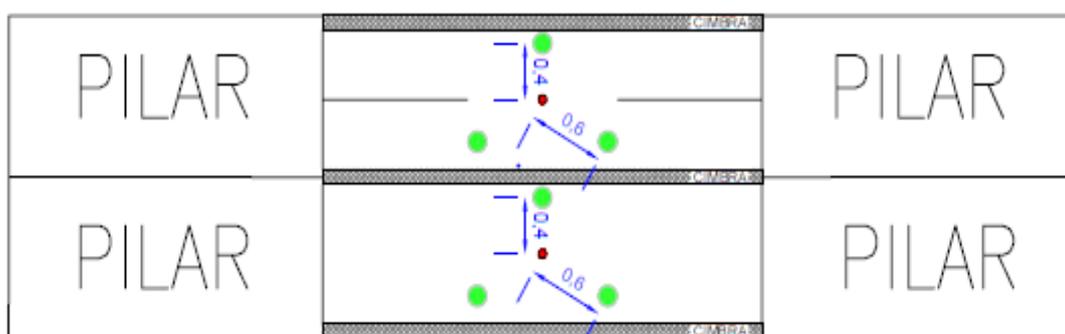


Figura 43: Limpieza del esponjamiento

Fuente: Imagen propia

ETAPA N°2

- Perforar y ejecutar la voladura de los taladros de la corona.
- Realizar la limpieza de mineral.

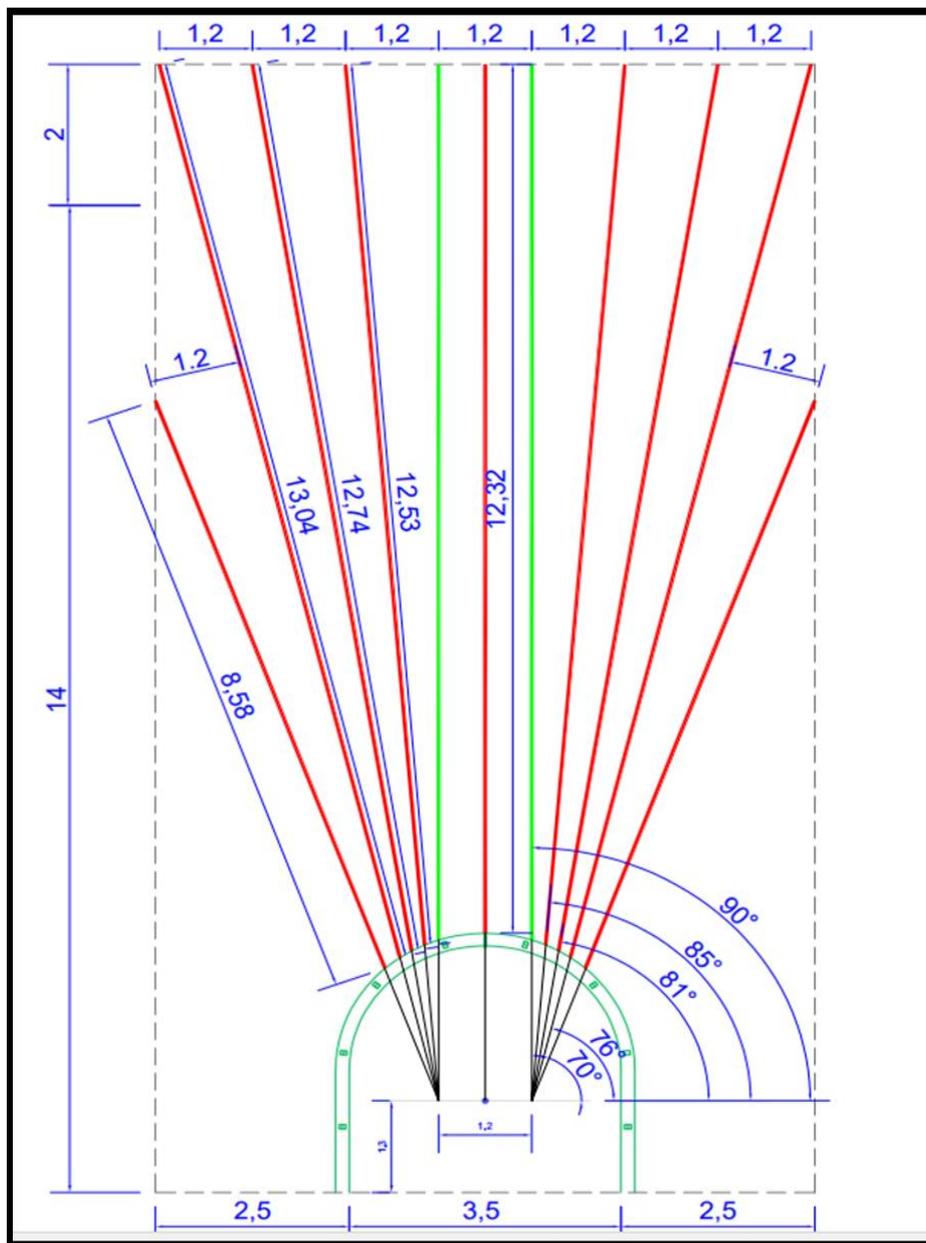


Figura 44: Malla

Fuente: Diseño propio



Figura 45: Perforación

Fuente: Imagen propia

ETAPA N°3

- Realizar la misma secuencia de perforar y ejecutar la voladura de los slots laterales pertenecientes al segundo abanico entre la segunda y tercera filas de cimbras.
- Realizar la limpieza de mineral.



Figura 46: Ejecucion de voladura

Fuente: Imagen propia

ETAPA N°4

- Realizar la misma secuencia de perforación y voladura de los taladros de la corona.
- Realizar la limpieza de mineral.



Figura 47: Limpieza de material

Fuente: Imagen propia

ETAPA N°5

- Realizar la perforación y voladura de los taladros de producción.



Figura 48: Voladura de los taladros de producción
Fuente: Imagen propia

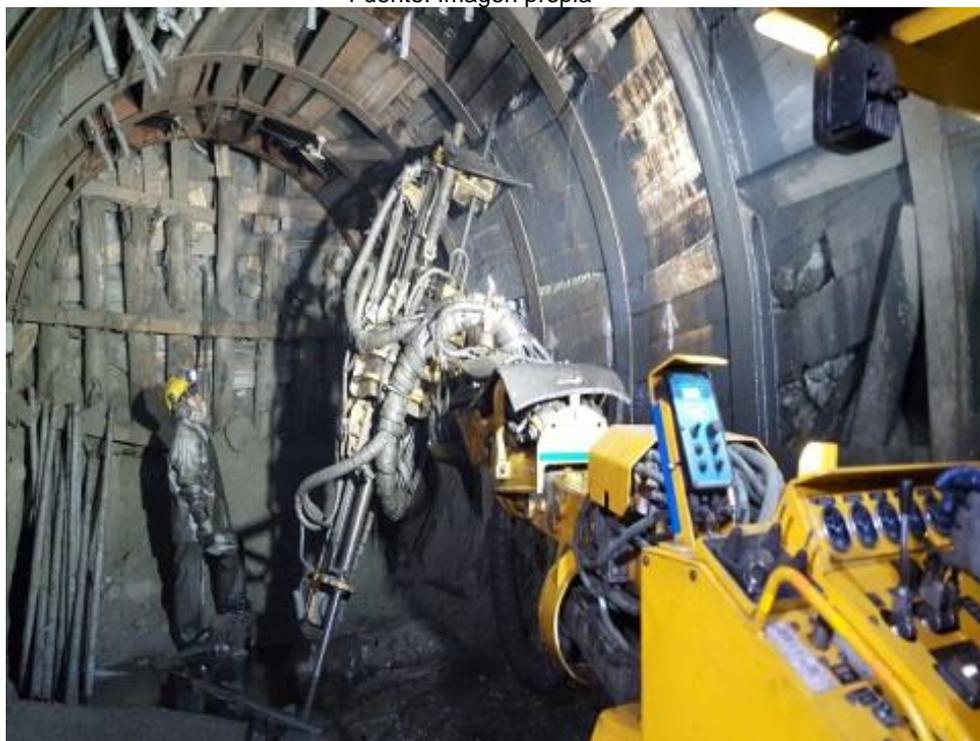


Figura 49: Perforación
Fuente: Imagen propia

4.2. Prueba de hipótesis

4.2.1. Análisis inferencial

Para establecer la correlación causal entre el diseño de malla de perforación y voladura y la estandarización del método de explotación Sublevel Caving; primeramente se aplicó el estadígrafo de rho de Spearman para determinar la correlación y posteriormente el análisis t Student para ver la causalidad entre ambas variables, esto se desarrolló con ayuda del programa SPSS.

Análisis correlacional

El coeficiente estadístico ρ viene dado por la expresión:

$$\rho = 1 - \frac{6 \sum D^2}{N(N^2 - 1)}$$

Donde:

ρ = coeficiente de correlación de Spearman

D = diferencia entre los rangos (X – Y)

N = muestra (numero de datos)

Los resultados obtenidos se visualizan en la siguiente tabla.

Tabla 18: Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving

	N	Correlación
Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving	40	0,393

Fuente : Elaboración propia - Procesamiento SPSS

La correlación no paramétrica (Sperman) fue positiva en el nivel de 0.430 según el programa SPSS. Indicado por un coeficiente de correlación positivo.

Este resultado se compara con la tabla de interpretación de correlación a continuación:

Tabla 19: Interpretación de correlación

correlación	Interpretación
±1	Correlación perfecta (+) o (-)
± 0.85 a ±0.99	Correlación Alta y fuerte (+) o (-)
±0.60 a ±0.84	Correlación alta (+) o (-)
±0.40 a ±0.59	Correlación moderada (+) o (-)
±0.15 a 0.39	Correlación baja (+) o (-)
±0.01 a ±0.14	Correlación baja y débil (+) o (-)
0	Correlación nula

Fuente: CHIPANA, M. (1998). Estadística educativa. Editorial Los Andes.

Según la tabla de interpretación, la correlación entre el diseño de malla de perforación y voladura y su influencia sobre la estandarización del método de explotación Sublevel Caving se encuentra en el rango de correlación baja.

Prueba estadística t de student

Para el cálculo de la causalidad se utilizó distribución de t Student, a partir del siguiente estadígrafo que está relacionada con la correlación de Spearman:

$$t = \frac{\rho}{\sqrt{(1 - \rho^2)/(n - 2)}}$$

Donde:

t = t Student (calculado)

ρ = coeficiente de correlación rho de Spearman

n = muestra

Para la obtención de los resultados de t Student a partir de la correlación rho de Spearman utilizamos el programa SPSS

Los resultados obtenidos se visualizan en la siguiente tabla:

Tabla 20: Test de pruebas apareadas – t Student
Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving

	PARES	t	gl	Sig. (P)
Par 1	Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving	5,250	24	0,0000220

Fuente : Elaboración propia - Procesamiento SPSS

En la tabla anterior podemos observar el resultados de t Student es de 5,250. En la columna de nivel de significación observamos que el resultado es 0,0000220.

4.2.2. Análisis de la prueba de hipótesis

A) Hipótesis de trabajo

Ha: El diseño de malla de perforación y voladura estandarizará el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

Ho El diseño de malla de perforación y voladura **no** estandarizará en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

B) Regla de decisión

✱ **“Estadístico de prueba : t Student**

✓ **Nivel de significación (región crítica): $\alpha = 5\%$**

✓ **Grados de libertad: $gl = 25 - 1 = 24$**

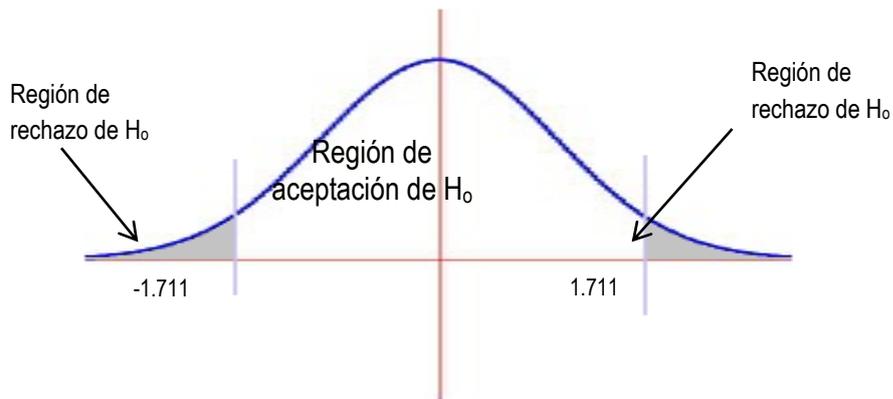
✓ **t Student teórico: $t(\alpha; gl) = t(0,05 ; 24) = 1.711$**

✱ **Región de aceptación o rechazo teórico:**

Aceptar Ho si : $-1.711 < t_c < 1.711$

Rechazar Ho si: $-1.711 \geq t_c \geq 1.711$ ”

Gráfico 1: Estimación de la prueba de hipótesis



C) Contrastación y decisión

El siguiente cuadro muestra los valores de la prueba Chi Cuadrada determinada y comparada con el valor de tabla

	t-Student TABLA (Región Crítica)	t-Student hallado	α	Sig. (p)	DECISIÓN
Diseño de malla de perforación y voladura & la estandarización del método de explotación Sublevel Caving	1.711	5,250	0.05	0,0000220	Ha

“Decisión: Dado que:

$$t_t < t_c \quad 1,711 < 5,250 \quad \text{Se rechaza la } H_0$$

$$p < \alpha \quad 0,0000220 < 0.05 \quad \text{Se rechaza la } H_0$$

Por lo tanto rechazamos la hipótesis nula y aceptamos la alterna:

El diseño de malla de perforación y voladura estandarizará el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 según el estadígrafo rho de Spearman de 0,393 y esta es significativa indicado por t Student tabla $<$ t Student calculado ($1,711 < 5,250$)”

4.3. Discusión de resultado

El método Sublevel Caving nació originalmente como un método aplicable a roca incompetente que colapsaba inmediatamente después de retirar la fortificación. Se construían galerías fuertemente sostenidas a través del cuerpo mineralizado, se retiraba la fortificación y el mineral hundía espontáneamente para luego ser transportado fuera de la mina. Cuando la dilución llegaba a un punto excesivo, se retiraba otra corrida de fortificación y se repetía el proceso. Este método tenía alta dilución y poca recuperación, pero fue el único aplicable a ese tipo de roca en esos tiempos dada la tecnología involucrada.

El Sublevel Caving es un método de minado masivo basado en la utilización de flujo gravitacional del mineral fragmentado. Por tal razón los procesos de perforación y voladura son relevantes para lograr una alta eficiencia en la explotación; por tanto el ángulo de perforación de taladro tiene incidencia para encontrar la longitud óptima para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

En el método Sublevel Caving se desarrollan galerías paralelas separadas. Generalmente, el acceso a los subniveles es por medio de rampas comunicadoras. Los subniveles están comunicados además por medio de piques detrás paso con un nivel de transporte principal que generalmente se ubica bajo la base del cuerpo mineralizado. Las galerías de producción correspondientes a un mismo subnivel se conectan en uno de los extremos por una galería de separación o slot y en el otro extremo una galería de comunicación, en esta última, se encuentran los piques de traspaso. La galería de separación sirve para construir chimeneas de rainura que permiten la generación de una cara libre al inicio de la producción de la galería. El método Sublevel Caving se aplica generalmente en cuerpos subverticales como vetas, brechas y diques. También puede ser aplicado en cuerpos horizontales o subhorizontales que sean de gran potencia. La configuración de los subniveles se puede adecuar a los distintos cuerpos y a formas irregulares; se distinguen dos configuraciones principales: en cuerpos anchos se usa una configuración transversal; cuando el cuerpo es angosto esta configuración es impracticable, por lo que las galerías deben girarse en la dirección del cuerpo adoptando una configuración longitudinal.

Al comienzo de la explotación, se debe producir el hundimiento desde el nivel superior, este se consigue generando un área de radio hidráulico superior al que resiste la roca o induciendo el hundimiento por medio de explosivos. Para conseguir un radio hidráulico adecuado, se puede construir el subnivel superior similar al método de Caserones y Pilares y posteriormente extraer los pilares.

Debemos considerar siempre la secuencia de minado por filas según las etapas. Es decir 1era Etapa: P/V Cara Libre en los Bolsillos y 2da Etapa: P/V de Corona del abanico. Para maximizar la recuperación del mineral, minimizar la dilución y lograr eficiencia en el minado, es muy importante obtener buena información sobre los parámetros del flujo gravitacional para el mineral fragmentado. En consecuencia la longitud de perforación tiene incidencia para limitar el tajeo en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

Se ha podido demostrar que el ingreso de estéril va en aumento a medida que progresa la extracción y aparece generalmente luego de extraer un 50% del tonelaje total tronado, sin embargo, existen numerosos factores que pueden apresurar o retardar su aparición.

Se estandarizó diseño de voladura, logrando un factor de potencia en promedio de 0.25 Kg/ton, adecuado al minado con taladros largos, el diseño de carguío contempla una carga operante promedio de 15.44 Kg de explosivos por retardo. En consecuencia el factor de potencia de la voladura influye para determinar la granulometría en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

Se logró estandarizar diseños de malla de perforación en abanico y se está cumpliendo en coordinación con los operadores del equipo Jumbo II – MUKI. Sin embargo, es importante el seguimiento y la verificación en campo, para lograr taladros bien contruidos y simétricos dentro de un plano axial. Estas técnicas de perforación y voladura, ayudaran obtener buenas características de fragmentación y hundibilidad. Por tanto el dimensionamiento del burden y espaciamiento de malla de perforación que influye para determinar la granulometría en estandarizar el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018

Para un buen control de la dilución se requieren viseras fuertes y una buena fragmentación. La visera es la esquina formada por el extremo superior de las galerías de producción y el frente de éstas, entonces, para tener estas condiciones el mineral debe ser lo suficientemente competente como para autoportarse sin excesiva fortificación y debe permitir la perforación y tronadura de tiros de más de 15m. de largo, para generar así viseras resistentes. El estéril o roca de caja debe ser lo suficientemente incompetente como para quebrarse espontáneamente y hundir. Para conseguir una menor dilución es aconsejable que el estéril quiebre con una fragmentación mayor que la del mineral tronado.

CONCLUSIONES

1. El diseño de malla de perforación y voladura **influye** directamente para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 según el estadígrafo rho de Spearman de 0,393 y esta es significativa indicado por $t_{Student_{tabla}} < t_{Student_{calculado}}$ (1,711 < 5,250)
2. El ángulo de perforación de taladro estandarizado al final de las pruebas es de 90°. Considerando que el método SLC es un método de minado masivo, y se basa en el flujo gravitacional del mineral fragmentado, el angulo propuesto fue con el que se logró una alta eficiencia durante los procesos de explotación, ya que con esto se aseguró que la salida tenga mayor cara libre, en el tajo 6950 zona II cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
3. La longitud de perforación fue de 1.2 m, siendo este uno de los parámetros de flujo gravitacional para el mineral fragmentado, que se logró maximizar la recuperación del mineral, minimizar la dilución por tanto lograr eficiencia en el minado. Considerando siempre la secuencia de minado por filas según las etapas. Es decir 1era Etapa: P/V Cara Libre en los Bolsillos y 2da Etapa: P/V de Corona del abanico, en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018
4. El factor de potencia al minado con taladros largos en promedio fue de 0.25 Kg/ton, que durante las pruebas realizadas fue el mas adecuado para conseguir la granulometría esperada; se consideró en el diseño de carguío una carga operante promedio de 15.44 Kg de explosivos por retardo.
5. El dimensionamiento para la malla de perforación en abanico, con los que se logro obtener buenas características de fragmentación y hundibilidad fueron los siguientes: para el burden fue de 1.7 m. y para el espaciamiento de malla de perforación de 1 m. estos datos estandarizados son los que actualmente están siendo cumplidos en coordinación con los operadores de los equipos.

RECOMENDACIONES

1. Se recomienda tener en consideración la pérdida de mineral cuando se alcanza el límite ventana y alcanza el límite de ventana adyacente con relleno, porque sobre mineral remanente diluido, también en zonas pasivas entre ventanas, así mismo el chuteo presenta dificultades por la falta de conocimiento del método por parte de personal y la supervisión directa.
2. Considerar en futuras investigaciones las características morfológicas del yacimiento en este caso es Irregular y causan algunos inconvenientes por la presencia de material friable, lo cual influye en el apelmazamiento del mineral fragmentado, perturbando el flujo gravitacional. Este aspecto es importante considerarlo en el momento de la provocación de mineral inmediatamente después de la voladura. No debemos dejar mineral roto en los bolsillos y corona.
3. Tener en cuenta que el minado debe de realizarse en retirada desde la caja techo hacia la caja piso y del sub nivel del norte hacia el sur o en ambos casos hacia el acceso principal de salida, esto mejora la seguridad del método.
4. Con la finalidad de obtener un diseño óptimo para la mina, se debe proceder a simular mediante flujo gravitacional diferentes espaciamientos entre subniveles. Igualmente es importante el seguimiento y la verificación en campo, para lograr taladros bien contruidos y simétricos dentro de un plano axial

REFERENCIAS BIBLIOGRAFICAS

1. **Tapia Pardo, Andres.** *Métodos de explotación subterránea.* Chile : Recupedado de [<https://bsginstitute.com/bs-campus/blog/Metodos-de-Explotacion-Subterranea-1135>], 2018.
2. **Antillo, D.** *Estudio en roca hundida por medio de elementos discretos.* Chile : Tesis de grado. Facultad de Ciencias Física y Matemáticas. Universidad de Chile, 2012.
3. **Sulca, R.** *Evaluación técnico económica delminado por sub-niveles con taladros largos en mantos en la U.E.A. Colquijirca Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Ayacucho : Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional de San Cristobal de Huamanga, 2014.
4. **Solano Contreras, Rogger.** *Aplicación de los principios del flujo graviatacional al Diseño Geométrico del Sublevel Caving.* Huancayo, Junin. : Tesis de grado. Facultad de Ingeniería de Minas. Universidad Nacional del Centro del Perú, 2016.
5. **Calvin J., Abraham N.** *Diseño de Voladuras.* México : Ediciones Cautil, 1988.
6. **Cardenas, Rosa.** *Métodos de explotación. Seleccin del método.* Lima : Recuperado de [<https://es.scribd.com/document/263148487/Sublevel-Caving-Explotacion-en-mineria-subterranea>], 2010.
7. **Jauregui Aliga, Jhordan.** *Métodos de explotación por sub niveles .* Lima : Recuperado de [<https://edoc.site/metodo-de-explotacion-por-subniveles-pdf-free.html>], 2018.
8. **Lopez, J.** *Manual de perforación y voladura de rocas. Manual práctico de voladura.* México : EXSA, 2001.
9. **Coates, D.** *Fundamentos de mecánica de rocas. Metodología de costos de operacion en minería .* Lima : Universidad Nacional de Ingeniería, 2004.
10. **Ander-Egg, Ezequiel.** *Aprender a investigar. Nociones básicas para la investigación social. .* Argentina : Brujas, 2011.
11. **Marín Villada, Alba.** *Metodología de la investigación.* s.l. : Recuperado de [<https://metinvestigacion.wordpress.com/2008/03/>], 2008.

12. **Hernández Sampieri, Roberto y Fernández Collado, Carlos y Baptista Lucio, Pilar.** *Metodología de la Investigación.* México : Mc Graw Hill, 2016.
13. **Carrasco Diaz, Sergio.** *Metodología de la Investigación Científica.* Lima : San Marccos, 2005.
14. **Tamayo y Tamayo, Mario.** *El proceso de la investigación científica.* México : Limusa Noriega Editores, 2003.
15. **Bizquera, R.** *Métodos de Investigación Educativa. Guía práctica.* Barcelona : CEAC, 1989.

ANEXOS

ANEXO 1
MATRIZ DE CONSISTENCIA

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA ESTANDARIZAR EN EL MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUBLEVEL CAVING

AUTOR: CAIRO CAMARENA GERSON CRISTIAN

PROBLEMA	OBJETIVO	HIPÓTESIS	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	POBLACIÓN Y MUESTRA	TÉCNICAS E INSTRUMENTOS
<p>PROBLEMA PRINCIPAL</p> <p>¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018?</p> <p>PROBLEMAS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ ¿Cuál es el ángulo de perforación de taladro para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018? ✓ ¿Cuál es la longitud de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018? ✓ ¿Cuál es el factor de potencia de la voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018? ✓ ¿Cuál es el dimensionamiento del burden y espaciamento de malla de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018? 	<p>OBJETIVO GENERAL</p> <p>Determinar el diseño de malla de perforación y voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018</p> <p>OBJETIVOS ESPECÍFICOS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ Determinar el ángulo de perforación de taladro para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ Determinar la longitud de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ Calcular el factor de potencia de la voladura para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ Evaluar el dimensionamiento del burden y espaciamento de malla de perforación para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 	<p>HIPÓTESIS GENERAL</p> <p>El diseño de malla de perforación y voladura estandarizará en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018</p> <p>HIPÓTESIS ESPECÍFICAS</p> <ul style="list-style-type: none"> ✓ El ángulo de perforación de taladro tiene incidencia para encontrar la longitud óptima para estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ La longitud de perforación tiene incidencia para limitar el tajeo en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ El factor de potencia de la voladura para determinar la granulometría en la estandarizar en el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 ✓ El dimensionamiento del burden y espaciamento de malla de perforación que influye para determinar la granulometría en estandarizar el método de explotación Sublevel Caving en el tajo 6950 zona II Cuerpo Esperanza Mina Central Yauricocha 2018 	<p>VARIABLE 1: MALLA DE PERFORACIÓN - VOLADURA</p> <p>VARIABLE 2: MÉTODO DE EXPLOTACIÓN SUB LEVEL CAVING</p> <p>TIPO: Aplicada</p> <p>MÉTODO: Científico</p> <p>NIVEL: Explicativo</p> <p>DISEÑO: correlacional- causal</p> <div style="text-align: center;"> <pre> graph TD M[M] --> OX1[O X1] M --> OX2[O X2] OX1 <--> r[r] r <--> OX2 </pre> </div> <p>Dónde: M = Muestra O = Observación de la variable R = relación X = Variable</p>	<p>POBLACIÓN</p> <p>Mina Central Yauricocha</p> <p>MUESTRA</p> <p>Intencional:</p> <p>Tajeo 6950 zona II Cuerpo Esperanza</p>	<p>TÉCNICAS</p> <p>Encuesta.</p> <p>INSTRUMENTOS</p> <p>Cuestionario</p> <p>MÉTODOS DE ANÁLISIS DE DATOS</p> <p>Se utilizará:</p> <p>Análisis descriptivo en porcentaje</p> <p>Análisis inferencial t Student</p> <p>La prueba de hipótesis</p>

ANEXO 2

TABLA T STUDENT

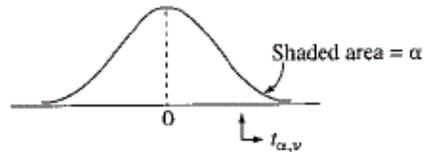


TABLE 2
Percentage points of Student's t distribution

$df/\alpha =$.40	.25	.10	.05	.025	.01	.005	.001	.0005
1	0.325	1.000	3.078	6.314	12.706	31.821	63.657	318.309	636.619
2	0.289	0.816	1.886	2.920	4.303	6.965	9.925	22.327	31.599
3	0.277	0.765	1.638	2.353	3.182	4.541	5.841	10.215	12.924
4	0.271	0.741	1.533	2.132	2.776	3.747	4.604	7.173	8.610
5	0.267	0.727	1.476	2.015	2.571	3.365	4.032	5.893	6.869
6	0.265	0.718	1.440	1.943	2.447	3.143	3.707	5.208	5.959
7	0.263	0.711	1.415	1.895	2.365	2.998	3.499	4.785	5.408
8	0.262	0.706	1.397	1.860	2.306	2.896	3.355	4.501	5.041
9	0.261	0.703	1.383	1.833	2.262	2.821	3.250	4.297	4.781
10	0.260	0.700	1.372	1.812	2.228	2.764	3.169	4.144	4.587
11	0.260	0.697	1.363	1.796	2.201	2.718	3.106	4.025	4.437
12	0.259	0.695	1.356	1.782	2.179	2.681	3.055	3.930	4.318
13	0.259	0.694	1.350	1.771	2.160	2.650	3.012	3.852	4.221
14	0.258	0.692	1.345	1.761	2.145	2.624	2.977	3.787	4.140
15	0.258	0.691	1.341	1.753	2.131	2.602	2.947	3.733	4.073
16	0.258	0.690	1.337	1.746	2.120	2.583	2.921	3.686	4.015
17	0.257	0.689	1.333	1.740	2.110	2.567	2.898	3.646	3.965
18	0.257	0.688	1.330	1.734	2.101	2.552	2.878	3.610	3.922
19	0.257	0.688	1.328	1.729	2.093	2.539	2.861	3.579	3.883
20	0.257	0.687	1.325	1.725	2.086	2.528	2.845	3.552	3.850
21	0.257	0.686	1.323	1.721	2.080	2.518	2.831	3.527	3.819
22	0.256	0.686	1.321	1.717	2.074	2.508	2.819	3.505	3.792
23	0.256	0.685	1.319	1.714	2.069	2.500	2.807	3.485	3.768
24	0.256	0.685	1.318	1.711	2.064	2.492	2.797	3.467	3.745
25	0.256	0.684	1.316	1.708	2.060	2.485	2.787	3.450	3.725
26	0.256	0.684	1.315	1.706	2.056	2.479	2.779	3.435	3.707
27	0.256	0.684	1.314	1.703	2.052	2.473	2.771	3.421	3.690
28	0.256	0.683	1.313	1.701	2.048	2.467	2.763	3.408	3.674
29	0.256	0.683	1.311	1.699	2.045	2.462	2.756	3.396	3.659
30	0.256	0.683	1.310	1.697	2.042	2.457	2.750	3.385	3.646
35	0.255	0.682	1.306	1.690	2.030	2.438	2.724	3.340	3.591
40	0.255	0.681	1.303	1.684	2.021	2.423	2.704	3.307	3.551
50	0.255	0.679	1.299	1.676	2.009	2.403	2.678	3.261	3.496
60	0.254	0.679	1.296	1.671	2.000	2.390	2.660	3.232	3.460
120	0.254	0.677	1.289	1.658	1.980	2.358	2.617	3.160	3.373
inf.	0.253	0.674	1.282	1.645	1.960	2.326	2.576	3.090	3.291

Source: Computed by M. Longnecker using Splus.

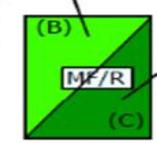
ANEXO 3 CARTILLA GEOMECANICA

Fuente: Area de Geomecanica

 CARTILLA GEOMECANICA UNIDAD YAURICOCHA		CONDICION SUPERFICIAL BUENA (MUY RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (B) DISCONTINUIDADES RUGOSAS, LEV. ALTERADA, MANCHAS DE OXIDACION, LIGERAMENTE ABIERTA. (Rc > 500 A 250 Npa) (SE ROMPE CON VARIOS GOLPES DE LA PICOTA)		REGULAR (RESISTENTE, LEVEMENTE ALTERADA) (R) DISCONTINUIDADES LISAS, MODERADAMENTE ALTERADA, LIGERAMENTE ABIERTAS. (Rc > 50 A 100 Npa) (SE ROMPE CON UNO O DOS GOLPES DE LA PICOTA)		POBRE (MODERADAMENTE RESIST., LEVEMENTE ALT.) (P) SUPERFICIE PULIDA O CON ESTRICCIONES, MUY ALTERADA, RELLENO COMPACTO O CON FRAGMENTOS DE ROCA PANZO (Rc < 25 Npa) (SE IDENTIFICA SUPERFICIALMENTE)		MUY POBRE (BLANDA, MUY ALTERADA) (MP) SUPERFICIE PULIDA Y ESTRADA, MUY ABIERTA CON RELLENO DE ARCILLAS BLANCAS (Rc < 20 Npa) (SE DESGREGA O IDENTIFICA PROFUNDAMENTE)			
CONDICION ESTRUCTURA LEVEMENTE FRACTURADA (LF) TRES A MENOS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES MUY ESPACIADAS ENTRE SI (RQD 75 - 90) (2 A 5 FRACT. POR METRO)		LF/B	LF/R	MODERADAMENTE FRACTURADA (F) MUY BIEN TRABADA, NO DISTURBADA BLOQUES CUBICOS FORMADOS POR TRES SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES ORTOGONALES. (RQD 50 - 75) (7 A 12 FRACT. POR METRO)		F/B	F/R	F/P	F/MP		
MUY FRACTURADA (MF) MODERADAMENTE TRABADA, PARCIALMENTE DISTURBADA, BLOQUES ANGULOSOS FORMADOS POR CUATRO O MAS SISTEMAS DE DISCONTINUIDADES (RQD 25 - 50) (13 A 20 FRACT. POR METRO)		MF/B	MF/R	MF/P	MF/MP	INTENSAMENTE FRACTURADA (IF) FLEGAMIENTO Y FALLAMIENTO, MUCHAS DISCONTINUIDADES INTERCEPTADAS FORMANDO BLOQUES ANGULOSOS O IRREGULARES (RQD 0 - 25) (MAS DE 20 FRACT. POR METRO)		IF/B	IF/R	IF/P	IF/MP
TRITURADA O RELLENO (T) LIGERAMENTE TRABADA, MASA ROCOSA EXTREMADAMENTE ROTA CON UNA MEZCLA DE FRAGMENTOS FACILMENTE DESGREGABLES, ANGULOSOS Y REDONDEADOS. (SIN RQD)		MARTILLO DE GEOLOGO		FLEXOMETRO		T/P	T/MP				

Labor Permanente		Labor permanente > 3 años		Sección de la Labor (m)			
Tipo Roca	Clasificación GSI	Condicion superficial	Menor a 1.50m	1.50m a 3.50m	3.50m a 4.50m	Mayor a 4.50m	
I	MUY BUENA I	LF/B	Autosoporte	PO	PO	PO	
II	BUENA II	F/B - LFR	Autosoporte	PO	PO	P1	
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B	SO	P1	P1	P1	
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R	SO	P+M	P+M	P+M	
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R	CM	SH+P	SH+P	SH+P	
IV - B	MALA IV - B	MF/MP - IF/P	CM	CB H4	CB H4	NR	
V	MUY MALA V	F/MP - T/MP	CM	CB H6	NR	NR	

Labor Temporal		Labor temporal <= 3 años		Sección de la Labor (m)			
Tipo Roca	Clasificación GSI	Condicion Estructura	Menor a 1.50m	1.50m a 3.50m	3.50m a 4.50m	Mayor a 4.50m	
I	MUY BUENA I	LF/B	Autosoporte	SO	SO	SO	
II	BUENA II	F/B - LFR	Autosoporte	SO	SO	S1	
III - A	REGULAR III - A	F/R - MF/B	SO	S1	S1	S1	
III - B	REGULAR III - B	F/P - MF/R	SO	S+M	S+M	S+M	
IV - A	MALA IV - A	MF/P - IF/R	CM	SH + S	SH + S	SH + S	
IV - B	MALA IV - B	MF/MP - IF/P	CM	CB H6/CM	CB H6	NR	
V	MUY MALA V	F/MP - T/MP	CM	CB H6/CM	CB H6	NR	

Tipo de Sostenimiento		FACTORES INFLUYENTES	
Cod.	Descripción del Sostenimiento	FLUJO DE AGUA ESFUERZOS INDUCIDOS VOLADURA DEFICIENTE PRESENCIA DE FALLAS EN FACTORES INFLUYENTES  CON FACTORES INFLUYENTES	
PO	Perno helicoidal ocasional		
P1	Perno helic. sistemático 1.2x1.2 - 1.5x1.5 - 2.0x2.0		
P+M	Perno helic. sist. + mallá 1.0 x 1.0 m o 1.2x1.2 m.		
SO	Split set ocasional		
S1	Split set o Swellex sist. 1.2x1.2 m a 1.5x1.5 m.		
S+M	Split set o Swellex sist. + mallá 1.0x1.0 m a 1.2x1.2 m		
SH + P	Shotcrete con fibra 2" a 3" + perno helic. sist. 1.0x1.0 - 1.2x1.2		
SH + S	Shotcrete con fibra 2" a 3" + Split /swellex. sist. 1.0 - 1.2m o CM		
CB H4	Cimbras metálicas H4 espaciados 1.00m a 1.20m.		
CB H6	Cimbra metálica H6 espaciado de 0.50 m a 1.0 m.		
CM	Cuadros de madera 1.00m a 1.20m.		
NR	Excavación No Recomendado		
Pernos helicoidales	Perno Permanente	La longitud de los pernos esta en función a la sección de la excavación.	
Split Set	Perno temporal		

IMPORTANTE: cualquier modificación o combinación del sostenimiento se realizara bajo evaluación y recomendación del Área de Geomecánica.

ANEXO 4

TALADRO PARA ROCA

Equipos de perforación y voladura de roca, descripción técnica

INFORMACIÓN TÉCNICA DEL MK LHP (MUKI).

Micro jumbo electrohidráulico para perforación de taladros largos, con un brazo pendular que permite realizar movimientos precisos y suaves para la perforación de taladros paralelos.

Viga long hole serie 2500 con 2 stinger y mordaza hidráulica. Equipado con perforadora Montabert HC 50 (14 kW), incluye clinómetro digital para medir los ángulos de perforación.

Full 360°, 1.44m de cobertura horizontal paralela; 15 m de longitud de perforación máxima, diámetros de 74 mm y rimado de 102 mm.

Chasis de 1.05 m de ancho, articulado 4WD, auto propulsado con motor diésel.

Fabricado y probado en nuestros talleres en Lima.

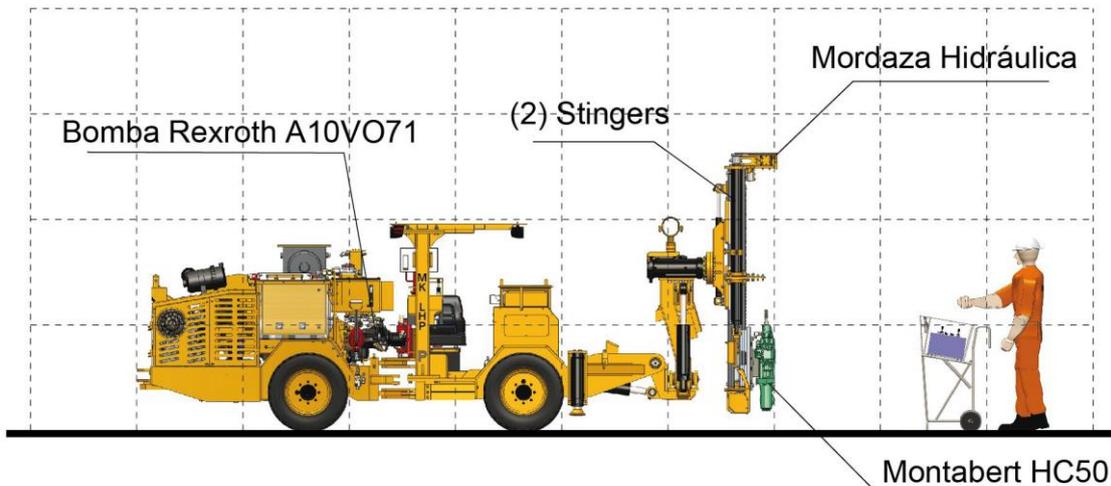


Fuente : Resemin

Aplicaciones:

- Explotación por sub niveles, banqueo.
- Hundimiento por subniveles.
- VCR y taladros de cable bolting.

ESPECIFICACIONES



PERFORADORA

• Modelo	Montabert, HC50
• Potencia de impacto	14 kW
• Presión de percusión	130 Bar
• Frecuencia de percusión	62 Hz
• Velocidad de rotación	0 - 195 rpm
• Torque de rotación	415 Nm
• Diámetros de perforación	33 - 64 mm
• Consumo de aire (barrido)	83.3 l/s (a 7 bar)
• Consumo de aceite lubricación	0.8 cc/min
• Consumo de agua	25 l/s (a 9 bar)
• Shank adapter	R32, T36 - Macho
• Peso	102 kg
• Longitud	833 mm
• Consumo de aire (lubricación)	5 l/s (a 3 bar)

VIGA DE PERFORACIÓN

• Modelo	RE 2500 Series
• Avance de perforadora	Hydraulic motor and chain
• Extensión de viga	400 mm
• Mordaza hidráulica	Bull 121
• Viga estándar	Barra de 4 pies
• Opción viga para:	Barra de 3 y 5 pies
• Clinómetro digital para medir ángulos	Transtronic
• Dos stinger de anclaje para estabilizar durante la perforación	

CARRIER

• Modelo	C22.1
• Motor diesel	Deutz BF4L2011, Tier II
• Potencia	55,1 kW @ 2300 rpm
• Catalizador de escape	Standard
• Transmisión	Hidrostático
• Bomba de transmisión	Rexroth
• Motores hidrostáticos	Poclain, MSE 08
• Eje oscilante posterior	± 8°
• Frenos de servicio	Independiente
• Frenos de emergencia y parqueo	SAHR (Spring Applied Hydraulic Release)
• Llantas	7.50 x R15
• Dirección hidráulica (Carrier articulado)	±35°
• Gatos hidráulicos	2 delanteros extendible
• Baterías	2x12 V, 90 Ah
• Sistema eléctrico	24 VDC
• Capacidad de subida rampa	15°
• Cabina de operador (canopy)	FOPS / ROPS
• Luces de marcha	8X, LED N44, 50W, 6700 lm, 24 V
• Sistema centralizado de engrase	SKF
• Sistema de lubricación de perforación	SKF
• Sistema automático de supresión de incendios	ANSUL, 6 boquillas
• Extinguidor manual	1x5 lb, Tipo ABC
• Sistema de lavado a alta presión (manual)	
• Pistola de engrase con carrete (manual)	

Fuente: Resemin

BRAZO PENDULAR

- Angulo de levante +65° / -20°
- Rotación 360°
- Cilindros hidráulicos Parker

SISTEMA ELÉCTRICO

- Motor eléctrico ABB - 55kW / 75 HP
- Voltaje 380 - 440 - 550 - 690 - 1000 VAC
- Frecuencia 50 - 60 Hz
- Arranque Estrella - Triángulo
- Opción a 1000 V Arranque Directo
- Protección contra sobrecarga y falla a tierra Schneider, Module VIGI
- Horómetro de percusión En el panel de control
- Indicador de secuencia de fase Siemens
- Cargador de batería 32 VAC, 300W, 13A
- Transformador principal 1.5 kVA
- Luces de trabajo 2X, LED N44, 50W, 6700 lm, 24 V
- Carrete de cable eléctrico 60 m
- Cable eléctrico GGC - 3X2 - AWG (35 mm)
- Grado de protección IP 55

SISTEMA DE AIRE Y AGUA

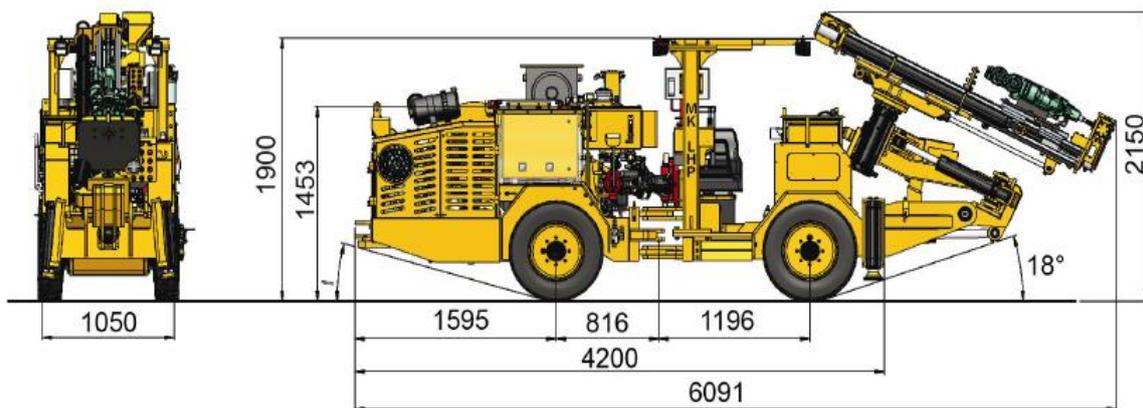
- Compresor AC - LE3 3-10 UV
- Capacidad máxima 5.1 l/s (10.8 CFM)
- Presión de trabajo 3 bar
- Bomba de agua con motor hidráulico Grundfoss, CR5 - 9
- Caudal Máximo a 8 bar 6.9 m³/h
- Presión mínimo de ingreso 2 bar
- Enfriador tubular Bowman FG-120, 48.6 GPM, 20 bar

SISTEMA DE CONTROL HIDRÁULICO

- Válvula de Control Directo Parker KA-18
- Bomba de Percusión (presión compensada) Rexroth A10VO71
- Bomba de rotación Parker, P315 A19
- Presión de trabajo 180 bar
- Tanque de aceite hidráulico 130 l
- Filtro hidráulico de retorno Parker, 10µ
- Filtro hidráulico de alta Parker, 20µ
- Indicador de saturación del filtro hidráulico Parker
- Indicador de bajo nivel de aceite Hydac
- Indicador de temperatura de aceite Hydac

Fuente: Resemin

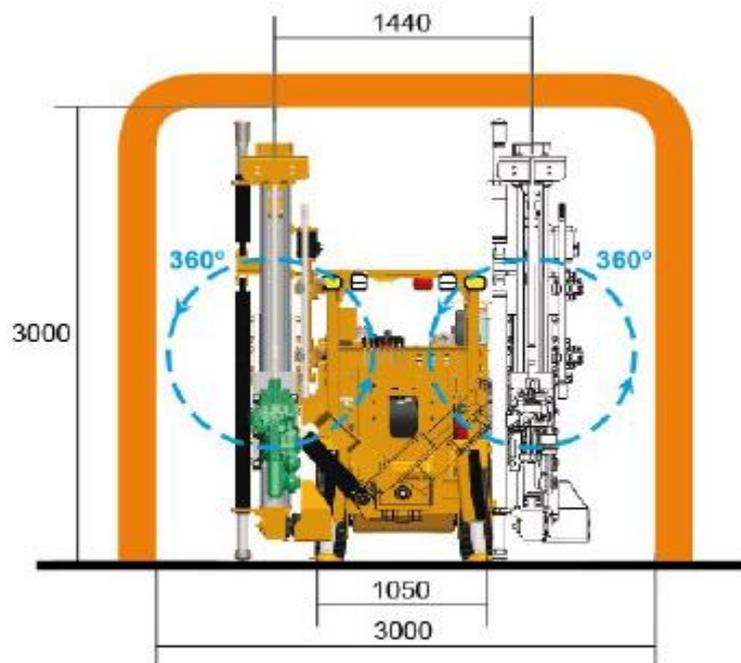
DIMENSIONES:



Peso total del equipo	6,790 Kg.
-----------------------	-----------

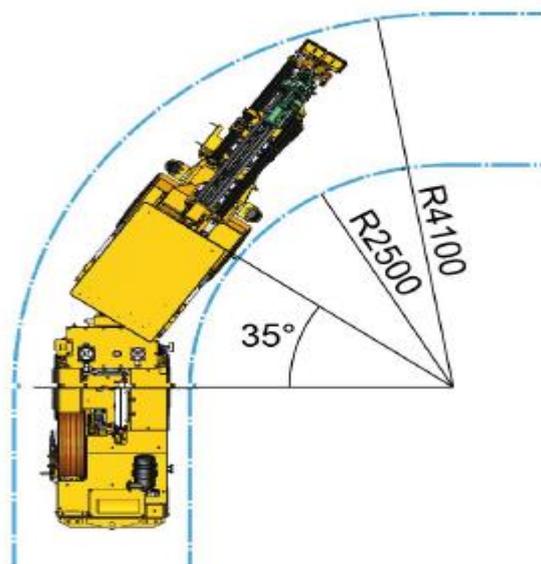
Fuente: Resemin

AREA DE COBERTURA:



Fuente: Resemin

RADIO DE GIRO:

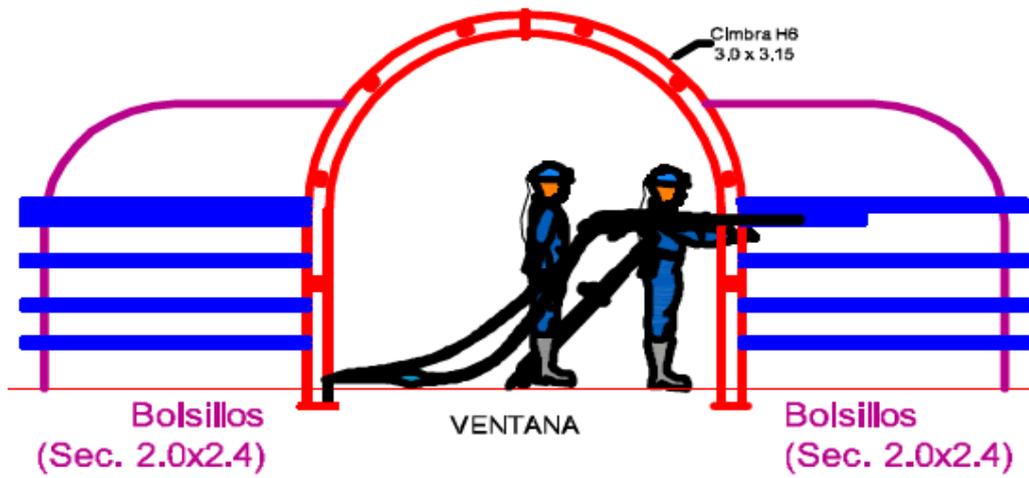


Fuente: Resemin

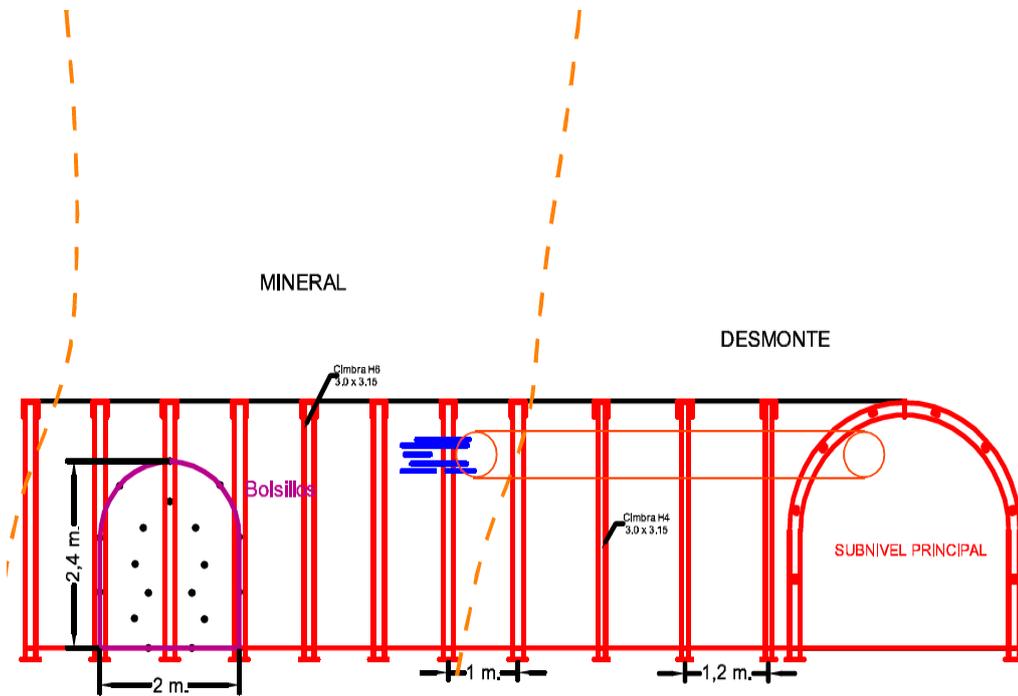
ANEXO 6

CICLO DE MINADO

1. PERFORACION BOLSILLOS:

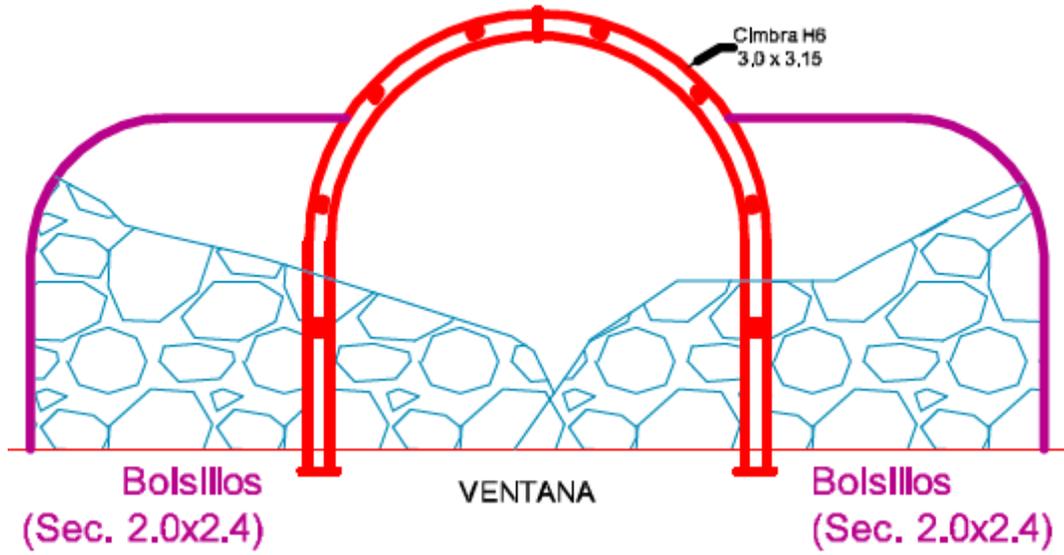


Fuente: Diseño propio

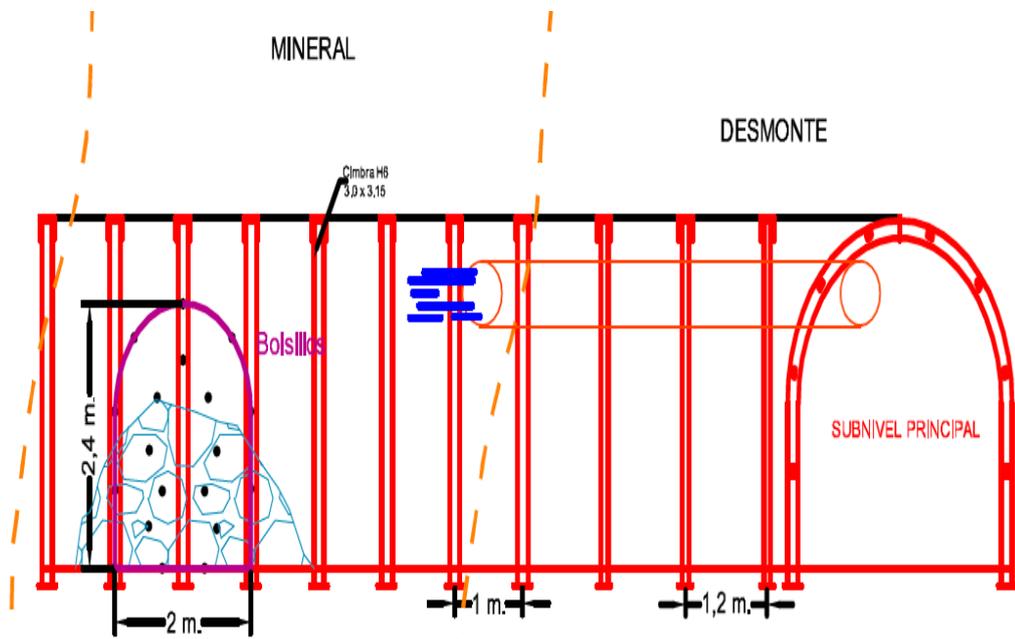


Fuente: Diseño propio

2. VOLADURA DE BOLSILLO:

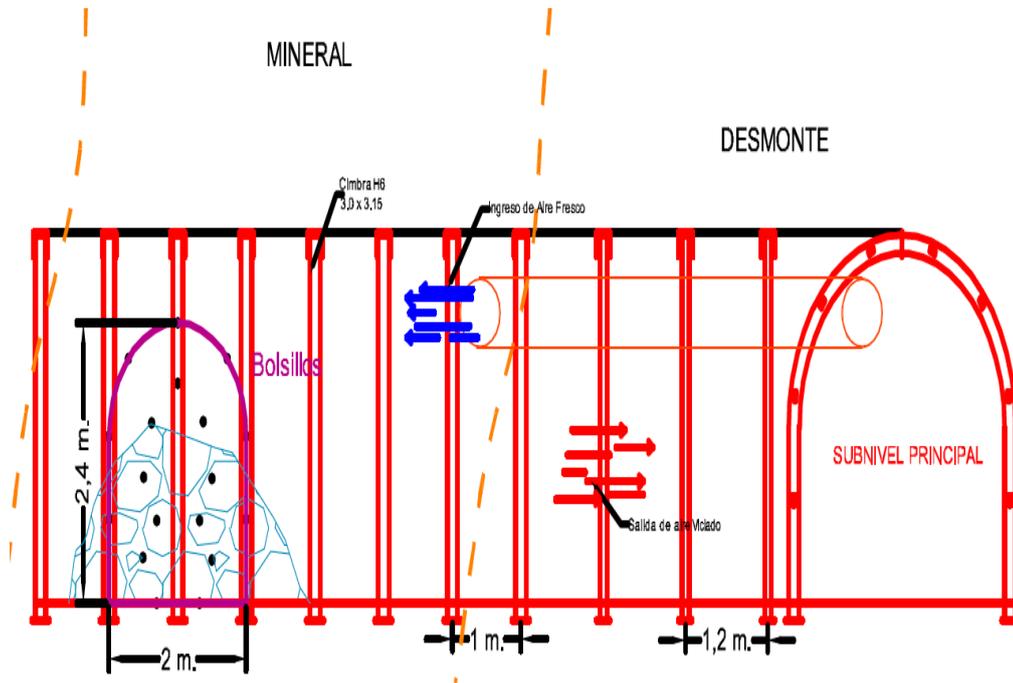


Fuente: Diseño propio



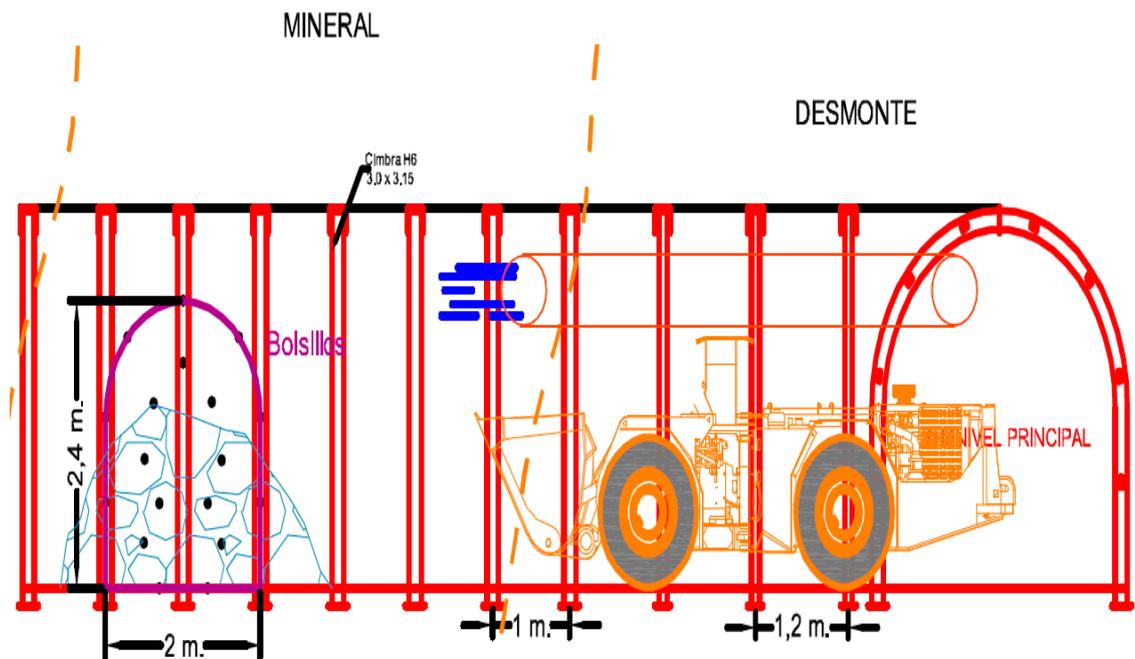
Fuente: Diseño propio

3. VENTILACION:



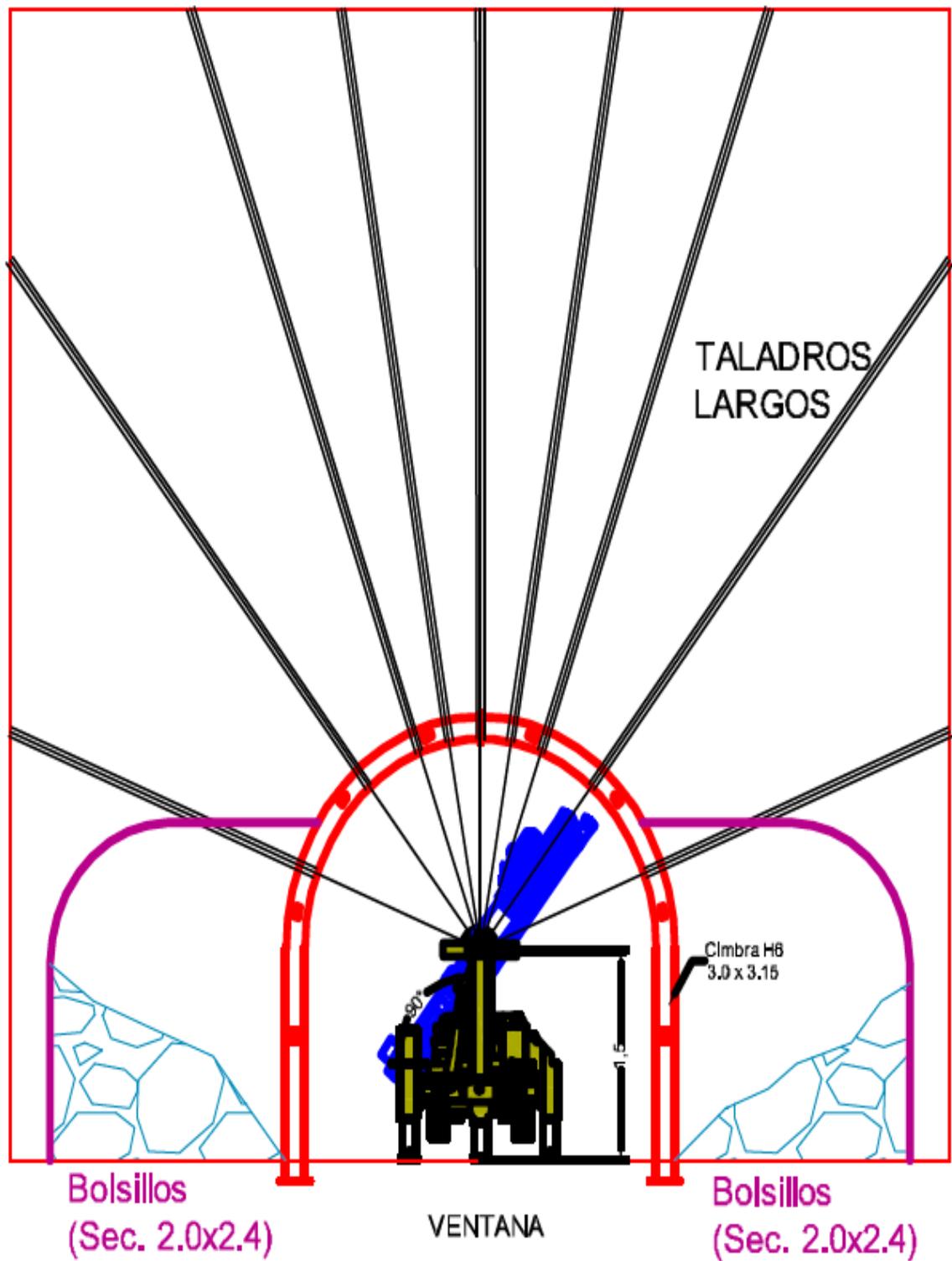
Fuente: Diseño propio

4. LIMPIEZA DE BOLSILLOS:

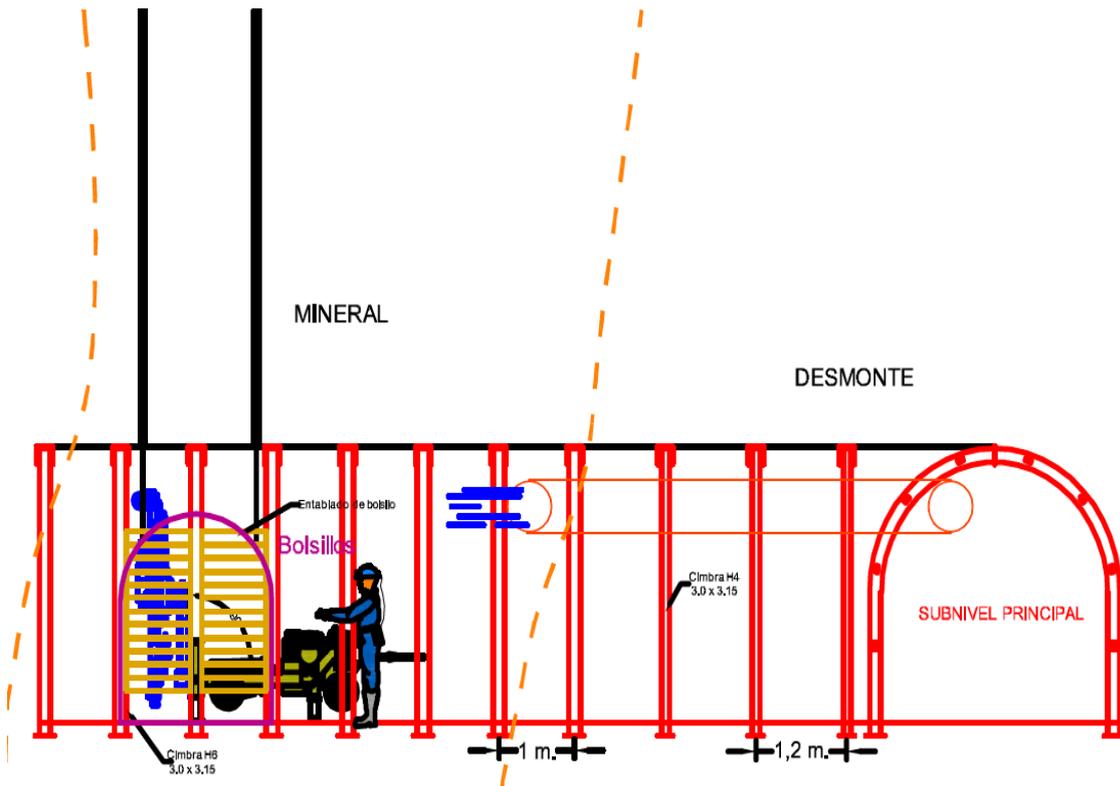


Fuente: Diseño propio

5. PERFORACIÓN TALADROS LARGOS

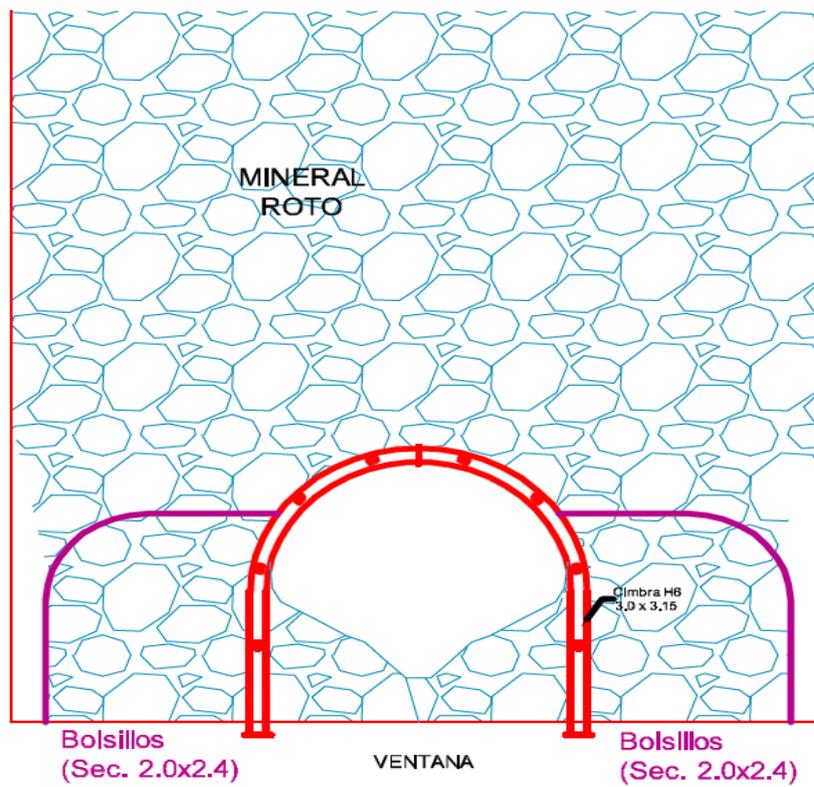


Fuente: Diseño propio

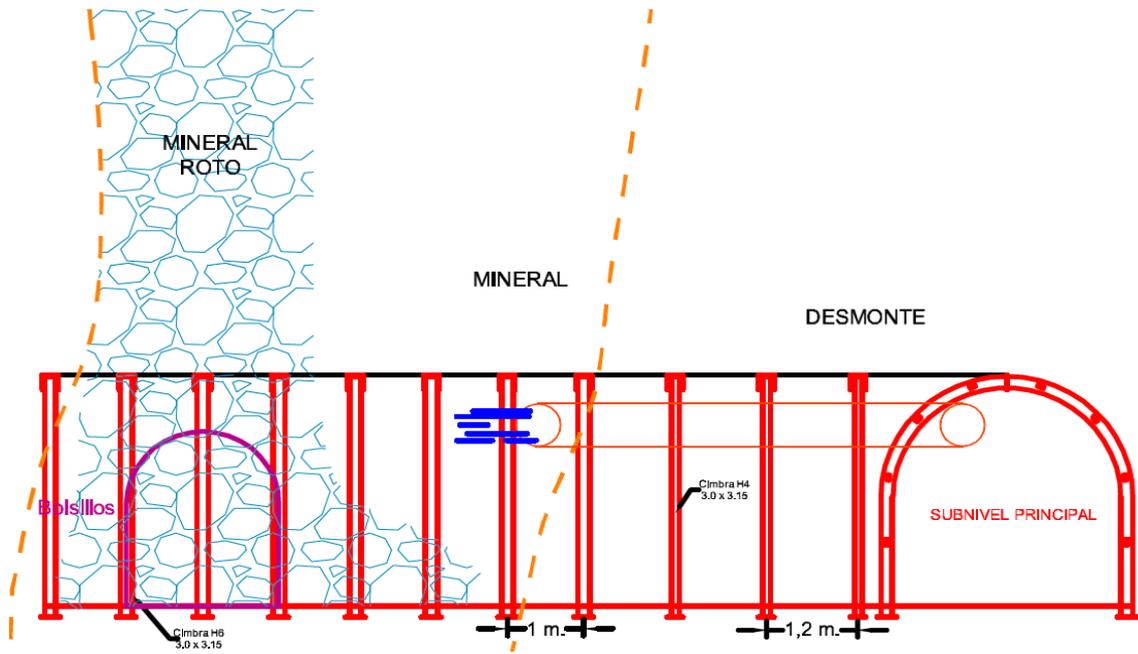


Fuente: Diseño propio

6. VOLADURA TALADROS LARGOS

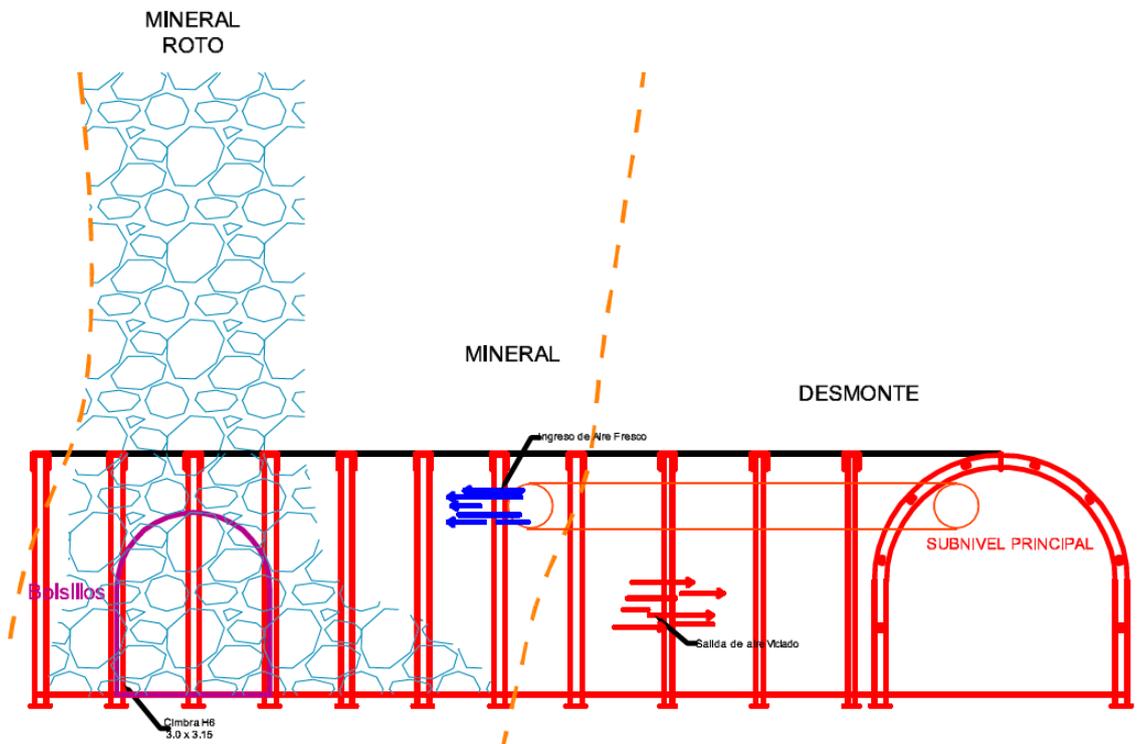


Fuente: Diseño propio



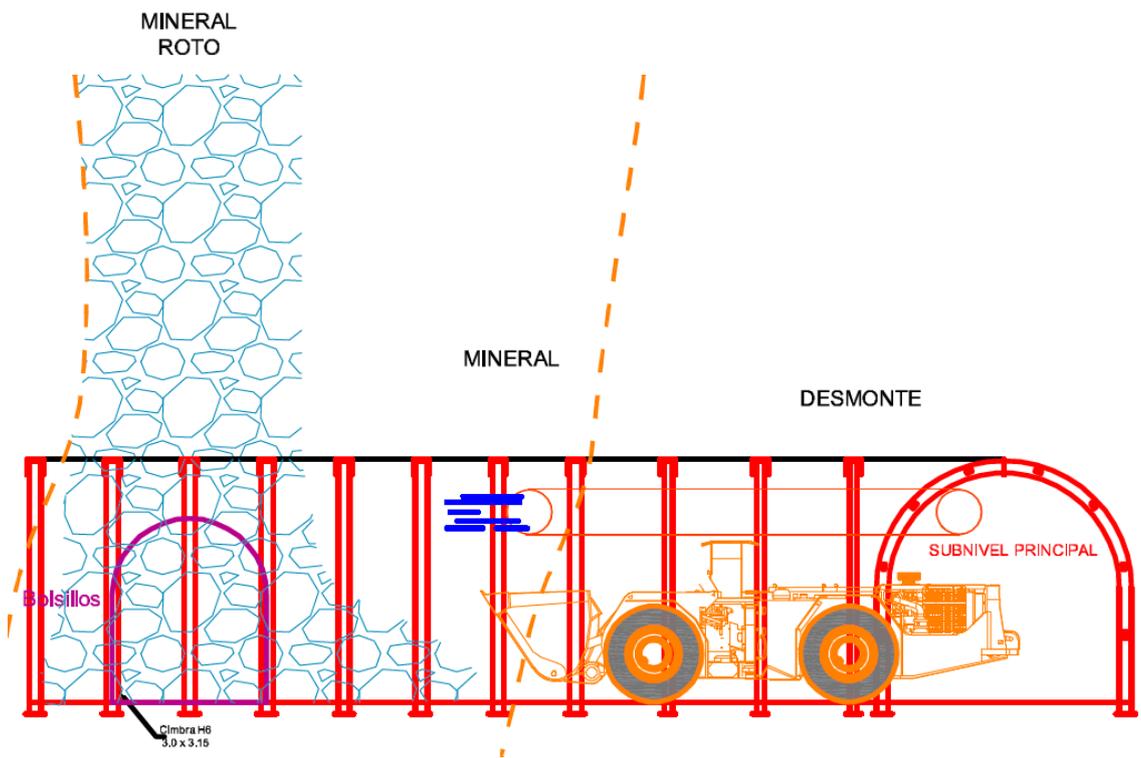
Fuente: Diseño propio

7. VENTILACIÓN



Fuente: Diseño propio

8. LIMPIEZA



Fuente: Diseño propio

