

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad, en hundimiento por subniveles (SLC) con bancada de 20m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima 2023

Presentado por:

Eliberth, Huachohuillca Ynca
Michael Hugo, Atiquipa Chiclla

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2025



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA
ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad, en hundimiento por subniveles (SLC) con bancada de 20m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima 2023

Presentado por **Eliberth Huachohuilca Ynca** y **Michael Hugo Atiquipa Chiclla**,
para optar el título de Ingeniero de Minas.

Sustentado y aprobado 27 de junio de 2025 ante el jurado evaluador:

Presidente:



Dr. Nelson Palemón Meza Peña

Primer miembro:



Ing. Hilario Carrasco Kolque

Segundo miembro:



MSc. Agustin Perez Quispe

Asesor:



Dr. Walquer Huacani Calsin

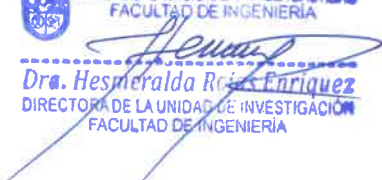


"Año de la recuperación y consolidación de la economía peruana"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD **N° 136-2025**

*La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la tesis titulada: Diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad, en hundimiento por subniveles (SLC) con bancada de 20m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima 2023, Presentado por los bachilleres: **Huachohuilca Ynca Eliberth y Atiquipa Chiclla Michael Hugo**; para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud ACEPTABLE de **(10%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.*

Abancay, 18 de junio del 2025


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA
Dra. Hesméralda Rojas Enriquez
DIRECTORA DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
REG. N° 430



Agradecimiento

Queridos padres, familiares más cercanos a nosotros así, gracias por la confianza puesta sobre nosotros especialmente por cuanto hemos contado con su mejor apoyo incondicional.

Para los docentes de la Escuela Profesional de Ingeniería de Minas quienes nos brindaron conocimientos necesarios e indispensables donde fortalecimos nuestra gestión laboral y crecimiento profesional.

Agradecer a nuestro asesor: Dr. Walquer Huacani Calsin, por el apoyo en la realización e implementación del proyecto existente.

Agradecer a la Unidad minera Yauricocha, para los ingenieros y trabajadores por dejarnos realizar esta investigación y darnos acceso a la información para completar el trabajo.

***Huachohuillca Ynca, Eliberth
Michael Hugo Atiquipa Chiclla***



Dedicatoria

A Dios, por darme la fuerza y la perseverancia.

A mis padres, Marina y Hermógenes, por su amor y sacrificio.

A mis hermanos Luis, Diego y Aldo por su apoyo incondicional.

A mi abuela Nazaria, cuyo recuerdo me inspira cada día.

A mis maestros, colegas y amigos, por su guía y compañía en este camino.

Huachohuillca Ynca, Eliberth

Dedico este logro con todo cariño a mis padres Hugo Atiquipa Ancco y Rosa Chiclla Cucchi, quienes me brindaron su apoyo incondicional y fortaleza para seguir en todo este proceso. A mis docentes quienes aportaron con sus conocimientos, experiencias y dedicación durante mi formación profesional.

Michael Hugo Atiquipa Chiclla



Diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad, en hundimiento por subniveles (SLC) con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1 Descripción del problema	4
1.2 Enunciado del problema	5
1.2.1 Problema general	5
1.2.2 Problemas específicos	5
1.3 Justificación de la investigación	5
1.4 Ubicación y contextualización	6
1.4.1 Ubicación geográfica	7
1.4.2 Accesibilidad	7
1.5 Generalidades de la mina	7
1.5.1 Geología del yacimiento	7
1.5.2 Reservas	8
1.5.3 Producción de la mina	9
1.5.4 Métodos de explotación	9
1.5.5 Planta concentradora	9
1.5.6 Comercialización	10
1.5.7 Medio ambiente	10
1.5.8 Cierre de mina	10
CAPÍTULO II	11
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	11
2.1 Objetivos de la investigación	11
2.1.1 Objetivo general	11
2.1.2 Objetivos específicos	11
2.2 Hipótesis de la investigación	11
2.2.1 Hipótesis general	11
2.2.2 Hipótesis específicas	12
1.1 Operacionalización de variables	12
CAPÍTULO III	14
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	14
	1



3.1	Antecedentes	14
3.1.1	Antecedentes internacionales	14
3.1.2	Antecedentes nacionales	15
3.1.3	Antecedentes locales	18
3.2	Marco teórico	19
3.2.1	Perforación y voladura en minería	19
3.2.2	Diseño de malla de perforación y cálculo de carga	20
3.2.3	Parámetros de diseño	23
3.2.4	Teoría de optimización de costos en minería	33
3.2.5	Productividad en minería	35
3.2.6	Método de explotación hundimiento por subniveles (SLC)	39
3.3	Marco conceptual	40
CAPÍTULO IV		43
METODOLOGÍA		43
4.1	Tipo y nivel de investigación	43
4.2	Diseño de la investigación	43
4.3	Población y muestra	43
4.4	Técnica e instrumentos	43
4.4.1	Técnica	43
4.4.2	Instrumento	43
4.5	Estadístico de investigación	43
CAPÍTULO V		45
RESULTADOS Y DISCUSIÓN		45
5.1	Análisis de resultados	45
5.1.1	Características geomecánicas:	45
5.1.2	Malla de perforación y voladura	64
5.1.3	Análisis de costos en perforación y voladura.	98
5.1.4	Análisis de productividad	105
5.2	Contrastación de hipótesis	120
5.3	Discusión	121
CAPÍTULO VI		124
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		124
6.1	Conclusiones	124
6.2	Recomendaciones	125
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		127
ANEXOS		131



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Alternativas para llegar a la unidad minera.	7
Tabla 2 — Producción de concentrados anual	10
Tabla 3 — Operacionalización de variables.	12
Tabla 4 — Descripción de testigos de perforación diamantina	47
Tabla 5 — Programa perforación diamantina	48
Tabla 6 — Cantidad de metros perforados en perforación diamantina	49
Tabla 7 — Condición estructural de las discontinuidades en la caja piso	50
Tabla 8 — Condición estructural de las discontinuidades en la caja techo	50
Tabla 9 — Clasificación geomecánica de la masa rocosa	54
Tabla 10 — Ensayo de propiedades físicas	54
Tabla 11 — Parámetros de resistencia de la masa rocosa	57
Tabla 12 — Parámetros de diseño de las labores de preparación	58
Tabla 13 — Zonificación geomecánica de cuerpo Esperanza	59
Tabla 14 — Parámetros de perforación y voladura de malla estándar - producción altura de block 13 m.	64
Tabla 15 — Cálculo de parámetros de elipsoide de la nueva malla propuesta	67
Tabla 16 — Parámetros más conservadores	68
Tabla 17 — Datos para calcular error de perforación	74
Tabla 18 — Valores para calcular volumen de explosivo	74
Tabla 19 — Valores del emulnor encartuchado ficha técnica FAMESA	75
Tabla 20 — Datos generales para el cálculo del Burden	75
Tabla 21 — Índice de consumo con la nueva malla diseñada	78
Tabla 22 — Especificaciones y parámetros básicos de voladura para la nueva malla diseñada	78
Tabla 23 — Distribución de carga para la nueva malla de perforación	79
Tabla 24 — Parámetros y cálculos de voladura de bolsillos	80
Tabla 25 — Índice de consumo en voladura de bolsillo	80
Tabla 26 — Consumo de acero en voladura de bolsillo	81
Tabla 27 — Parámetros y cálculos de voladura secundaria	82
Tabla 28 — Índice de consumo en voladura secundaria	83
Tabla 29 — Consumo de acero en voladura secundaria	83
Tabla 30 — Nuevos parámetros de voladura 20 metros de bancada	84
Tabla 31 — Parámetros básicos de perforación con la malla de perforación	93
Tabla 32 — Especificaciones técnicas del acero utilizado en el proceso de perforación	94



Tabla 33 — Consumo de acero en el proceso de perforación con la nueva malla diseñada	95
Tabla 34 — Cálculo de eficiencia de excavación	96
Tabla 35 — Tiempo del ciclo de perforación con 13 metros de banco (antes)	97
Tabla 36 — Tiempo del ciclo de perforación con 20 metros de banco (después)	97
Tabla 37 — Costo de aceros de perforación	99
Tabla 38 — Costo de perforación (equipo, mano de obra y energía)	99
Tabla 39 — Costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 13 m (antes)	100
Tabla 40 — Costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m (después)	101
Tabla 41 — Diferencia de costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles antes y después de la nueva malla de perforación.	103
Tabla 42 — Diferencia de parámetros y costos de perforación	104
Tabla 43 — Costo de método para 13 y 20 m de bancada	105
Tabla 44 — Ciclo de producción del Dumper	109
Tabla 45 — Cuadro de personal encargado de la explotación de tajos SLC	109
Tabla 46 — Rendimiento metros por hora de equipo de perforación muki	110
Tabla 47 — Producción en toneladas teóricos, reales y eficiencia de la malla anterior	115
Tabla 48 — Producción en toneladas teóricos, reales y eficiencia de la malla propuesta	116
Tabla 49 — Incremento de producción en el año 2023	118
Tabla 50 — Matriz de consistencia	132

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 — Ubicación política del área de estudios, Lima y provincia de Yauyos.	7
Figura 2 — Espaciado vertical de derivas de subnivel.	24
Figura 3 — Ancho de explotación de acuerdo con la geomecánica de la zona.	25
Figura 4 — Factor de volatilidad del macizo rocoso a partir de su resistencia.	27
Figura 5 — Vista en perfil de sección y altura de minado.	39
Figura 6 — Litología del nivel 1120 - cuerpo Esperanza	46
Figura 7 — Mapeo de perforación diamantina de cuerpo Esperanza	47
Figura 8 — Malla de perforación diamantina de cuerpo Esperanza	48
Figura 9 — Formato de valoración RMR, unidad geotécnica 01	51
Figura 10 — Formato de valoración RMR, unidad geotécnica 03	52
Figura 11 — Formato de valoración RMR, unidad geotécnica 04	53
Figura 12 — Resistencia mecánica, laboratorio de mecánica de rocas de la Católica.	55
Figura 13 — Diagrama estereográfico compósito de contornos	56
Figura 14 — Diagrama estereográfico compósito de círculos máximos	56
Figura 15 — Estabilidad controlada por estructuras en Ventanas.	58
Figura 16 — Modelamiento geomecánico del cuerpo Esperanza	60
Figura 17 — Modelo tridimensional de cuerpo Esperanza	60
Figura 18 — Simulación de factor de seguridad del piso 05 con otros pisos	61
Figura 19 — Factor de seguridad del piso 05, nivel 1120 con pilares de 5,5 metros	62
Figura 20 — Análisis de sección transversal del piso 05	62
Figura 21 — Análisis de rigidez de cimbras en Esperanza, para altos esfuerzos.	63
Figura 22 — Vista longitudinal elipsoides bancada 13 m	65
Figura 23 — Diseño actual pilar 5 m – altura de block 13 m	65
Figura 24 — Determinación de W en función del HT	66
Figura 25 — Cálculo de la altura de elipsoide de extracción y altura entre subniveles	66
Figura 26 — Diseño gráfico del elipsoide	69
Figura 27 — Representación gráfica del elipsoide en conjunto	69
Figura 28 — Sección de perforación y el área que abarca la perforación	70
Figura 29 — Abaco para determinar la constante K	72
Figura 30 — Presentación de Burden y espaciamiento	76
Figura 31 — Diseño propuesto pilar 5,5 m – altura de block 20 m	86
Figura 32 — Explotación de cara libre y taladros de producción	87
Figura 33 — Área de influencia de las secciones de perforación	87

Figura 34 — Secuencia de retardos de vista perfil	88
Figura 35 — Representación del impacto de los taladros en el macizo rocoso	89
Figura 36 — Distribución de carga y diagrama de carguío de los taladros.	91
Figura 37 — Distribución de carga para la nueva malla de perforación	92
Figura 38 — Control de tiempo ciclo de acarreo con Scoop – bancada de 13 m	107
Figura 39 — Control de tiempo ciclo de acarreo con Scoop – bancada de 20 m.	108
Figura 40 — Rendimiento scoop en bancada de 13 y 20 m	111
Figura 41 — Gráficos de producción mensual de los scoop.	111
Figura 42 — Rendimiento de toneladas por hora de dumpers.	112
Figura 43 — Mejora de producción en el minado	114
Figura 44 — Producción en toneladas 2023.	119
Figura 45 — Columna estratigráfica Yauricocha	135
Figura 46 — Mapeo geomecánico de cuerpo Esperanza	136
Figura 47 — Plano geológico del cuerpo Esperanza.	137
Figura 48 — Plano de producción mensual diciembre-2022	138
Figura 49 — Malla de perforación y voladura de bolsillos.	139
Figura 50. Sección longitudinal	140
Figura 51 — Malla de perforación bancada 13 m	141
Figura 52 — Malla de perforación bancada 20 m.	142
Figura 53 — Sección de minado nivel 1120.	143
Figura 54 — Ventana de explotación en preparación.	144
Figura 55 — Ventana de explotación con preparación concluida.	144
Figura 56 — Bolsillo Izquierdo en inicio de perforación para generar cara libre.	145
Figura 57 — Bolsillos perforados y cargados con explosivos, listos para voladura.	145
Figura 58 — Cuerpo en perforación radial.	146
Figura 59 — Cuerpo en proceso de carguío de taladros con explosivos.	146
Figura 60 — Taladros cargados con explosivos amarrados al cordón detonante.	147
Figura 61 — Carga mineral post voladura de abanico.	147
Figura 62 — Limpieza y acarreo de mineral a telemando.	148
Figura 63 — Bocamina nivel 300 – Yauricocha contrata Corimayo.	148
Figura 64 — Control de producción ventana 02.	149
Figura 65 — Procesamiento de mineral polimetálico.	150
Figura 66 — Proceso de mineral de los subproductos en planta y leyes.	150
Figura 67 — Gráficos de kpi de utilización scoops	151
Figura 68 — Gráficos de kpi de utilización dumpers.	151

INTRODUCCIÓN

La presente tesis se centra en la optimización del proceso de perforación en el diseño de mallas para sistemas de minería. A lo largo de este estudio, se analizan los métodos tradicionales de perforación y se comparan con una nueva metodología que propone un diseño innovador de malla. Este nuevo enfoque busca aumentar la eficiencia y la productividad en la perforación, permitiendo perforar una mayor cantidad de metros en menos tiempo, lo que resulta crucial en un contexto de alta competitividad en la industria.

A pesar de los avances significativos en las técnicas de perforación, se ha identificado un vacío en el conocimiento relacionado con el impacto de los nuevos diseños en la duración del ciclo de perforación y la eficiencia en el uso de recursos. Muchos estudios anteriores se han centrado principalmente en los aspectos técnicos de la perforación, dejando de lado un análisis exhaustivo de la relación entre el diseño de las mallas y el tiempo total requerido para llevar a cabo el ciclo de perforación. Esta falta de información resalta la necesidad de investigar más a fondo los efectos que estos cambios pueden tener en la operación general.

El objetivo general de esta tesis es optimizar los costos y productividad mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023. A través de un análisis detallado, se busca no solo resaltar las mejoras técnicas, sino también ofrecer recomendaciones prácticas para optimizar los ciclos de perforación en minería.

La organización interna de esta tesis se estructura de la siguiente manera: en primer lugar, se presentó una revisión de la literatura existente sobre técnicas de perforación y diseños de malla. En segundo lugar, se aplicaron métodos de análisis para evaluar el rendimiento del nuevo diseño de malla en comparación con los procesos tradicionales. Posteriormente, se discutió los hallazgos y se realizaron recomendaciones basadas en los resultados obtenidos, concluyendo con la identificación de áreas para futuras investigaciones.



RESUMEN

La investigación nace de la necesidad urgente de abordar la optimización de los costos y la productividad en el sector minero, aspectos que son cruciales para garantizar la sostenibilidad y la rentabilidad de las operaciones. Por este motivo, el objetivo general consiste en optimizar los costes y la productividad mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en el método de minería por hundimiento de niveles subterráneos. Metodológicamente, la investigación es aplicada y explicativa, y emplea un diseño experimental. El trabajo se realizó en el nivel 1120 - piso 05 del cuerpo Esperanza Norte de la mina Yauricocha. Los resultados ponen de manifiesto la importancia de seleccionar y dimensionar adecuadamente los pilares para maximizar la recuperación del mineral y garantizar la seguridad en la explotación.

También se identificaron tres dominios geomecánicos en el cuerpo mineralizado, con diferentes calidades de roca que afectan a la estabilidad y el diseño de la malla de perforación. Se presentan cálculos para determinar el burden y el espaciamiento, que resultan en un burden ajustado de 1,00 m y un espaciamiento de 1,95 m, lo que mejora la eficiencia de la voladura. En conclusión, al implementar un burden de 1,00 m y un espaciamiento ajustado de 1,95 m, se ha incrementado la producción de mineral, alcanzando un promedio de 605 toneladas por disparo, en comparación con las 393,89 toneladas de la malla anterior. Aunque los costos de voladura aumentaron a 497,11 \$, la mejora en la eficiencia operativa, reflejada en un índice de perforación (KPI) de 5,33 t/m, compensa este incremento.

Palabras clave: *costos, diseño, perforación, productividad, voladura.*



ABSTRACT

The research stems from the urgent need to address the optimization of costs and productivity in the mining sector, aspects that are crucial to ensure the sustainability and profitability of operations. For this reason, the overall objective is to optimize costs and productivity through the design of the drill and blast mesh in the sublevel caving mining method. Methodologically, the research is applied and explanatory and employs experimental design. The work was carried out on level 1120 - floor 05 of the Esperanza Norte body of the Yauricocha mine. The results highlight the importance of properly selecting and sizing the pillars to maximize ore recovery and ensure safe mining.

Three geomechanical domains were also identified in the orebody, with different rock qualities that affect the stability and design of the drill mesh. Calculations are presented to determine the burden and spacing, resulting in an adjusted burden of 1,00 m and a spacing of 1,95 m, which improves blasting efficiency. In conclusion, by implementing a 1,00 m burden and 1,95 m tight spacing, ore production has increased, reaching an average of 605 tons per shot, compared to 393,89 tons for the previous screen. Although blasting costs increased to \$497,11, the improvement in operating efficiency, reflected in a drill index (KPI) of 5,33 t/m, offsets this increase.

Keywords: *costs, design, drilling, blasting, productivity.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

La falta de cumplimiento de la producción diaria debido a demoras operativas en la preparación de las ventanas de explotación y la prematura fatiga de las cimbras como sostenimiento en un periodo menor a los 45 y 60 días las cuales conllevan que se realicen el reforzamiento de sostenimiento, incrementando el costo de minado y dando pérdida de mineral.

Tradicionalmente, las áreas minadas mediante el método hundimiento por subniveles (SLC) han sido desarrolladas con tres niveles secundarios por cada nivel principal de 50 metros, a través de rampas. Esto implica un espacio planeado de 16,7 metros entre cada nivel secundario, denominados "pisos". Sin embargo, por debajo del nivel 1070, el espacio entre niveles principales se incrementa a 100 metros, aunque el espaciado entre niveles secundarios permanece igual. Una medida de modernización de las prácticas en hundimiento por subniveles consiste en aumentar el espaciado entre niveles secundarios a 25 metros, lo cual es común en las prácticas mineras modernas en hundimiento por subniveles. El diseño de la mina en el método de hundimiento por subniveles debe tener en cuenta tanto la estabilidad de la estructura como los requisitos del equipo. Al mismo tiempo, es fundamental maximizar la recuperación del mineral, minimizando la dilución y la extracción de desechos (WIMMER, 2012).

Es fundamental llevar a cabo un análisis exhaustivo del diseño de perforación y voladura en el método hundimiento por subniveles para identificar áreas de mejora que permitan optimizar costos y aumentar la productividad. En este sentido, la relación dinámica de vacíos debe utilizarse para mejorar el flujo de material, lo que requiere una comprensión profunda de su interacción con diversos factores, como la geometría de la voladura, la ubicación de los vacíos existentes y la iniciación del proceso (BRUNTON, 2009).



Esto implica examinar detalladamente los procesos de planificación en diseño de minado, perforación, selección y aplicación de explosivos, incremento de productividad y el análisis de costo a partir de lo aplicado.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿Cómo será el diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad en hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, mina Yauricocha, Lima – 2023?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿Cuáles son las características geomecánicas del cuerpo Esperanza Norte y los parámetros adecuados para el diseño de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023?
- ¿Qué diseño de malla de perforación y voladura es el más adecuado para el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha, Lima, 2023?
- ¿Cómo optimizar los costos en perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023?
- ¿Cómo optimizar la productividad en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023?

1.3 Justificación de la investigación

- **Teórico:** existen estudios con la aplicación de nuevas mallas de perforación para el minado con el método hundimiento por subniveles (SLC) para este tiempo y espacio, pero con bancada de 20 metros es algo que este estudio llenará un vacío, ya que servirá para conocer que implica poder dimensionar la altura entre subniveles secundarios “pisos”.
- **Práctico:** La propuesta tiene un enfoque práctico, ya que busca ofrecer una solución al aumento de la producción mediante la reducción de los trabajos de



preparación y la modernización de la explotación. De esta manera, se espera mejorar la productividad y reducir los costos en la explotación del cuerpo mineral Esperanza Norte, nivel 1120. Esto generará un impacto significativo en la viabilidad a largo plazo de la mina y en el bienestar económico de la comunidad local. Además, permitirá evaluar de manera adecuada la práctica de investigación científica y el proceso necesario para desarrollar conclusiones precisas con altos niveles de confiabilidad. Este enfoque demuestra que la ciencia puede ser compatible con la práctica, contribuyendo así al avance del conocimiento en el campo de la ingeniería de minas, particularmente en el diseño de métodos de explotación subterránea. Los hallazgos y recomendaciones obtenidos podrían ser relevantes para otros proyectos mineros que utilicen el método de hundimiento por subniveles, proporcionando una base sólida para la mejora continua de las operaciones en la industria minera.

Potencialmente, la implementación de esta propuesta puede generar beneficios significativos tanto a nivel práctico, mejorando la eficiencia operativa en la mina Yauricocha, como a nivel académico, al enriquecer el acervo de conocimientos en ingeniería de minas. Por lo tanto, su realización se justifica plenamente.

1.4 Ubicación y contextualización

La mina se localiza en el flanco oeste de la cordillera Occidental de los Andes, en las Fuentes de uno de los tributarios del río Cañete en la sierra central. Las coordenadas geográficas aproximadas de la mina Yauricocha, serían Latitud: -11,8222; Longitud: -75,4742 y su altitud oscila entre los 4 150 y los 4 700 metros sobre el nivel del mar. La mina Yauricocha se encuentra ubicada en el distrito de Alis, perteneciente a la provincia de Yauyos, en el departamento de Lima. Está situada aproximadamente a 12 kilómetros al sur de la estación Pachacayo del Ferrocarril Central.



1.4.1 Ubicación geográfica

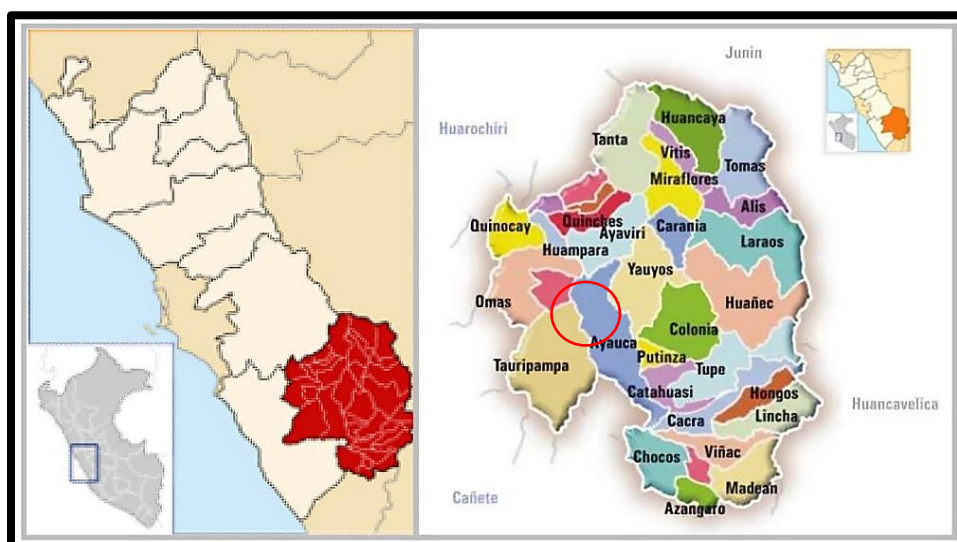


Figura 1 — Ubicación política del área de estudios, Lima y provincia de Yauyos.

Fuente: (YAURICOCHA, 2020)

1.4.2 Accesibilidad

Se pueden tomar 03 rutas alternativas se detallan a continuación:

Tabla 1 — Alternativas para llegar a la unidad minera.

Tramo	Distancia (km)	Tipo de Vía
Abancay - Lima - La Oroya – Pachacayo – Yauricocha	1 249	Asfaltada/Afirmada
Abancay – Lima - La Oroya - Huancayo – Yauricocha	1 339	Asfaltada/Afirmada
Abancay – Lima – Cañete – Lunahuaná - Yauricocha	1 262	Asfaltada/Afirmada

Fuente: (YAURICOCHA,2020)

1.5 Generalidades de la mina

1.5.1 Geología del yacimiento

En el distrito minero de Yauricocha, las rocas sedimentarias se clasifican en las formaciones Goyllarisquisga, Jumasha, Celendín y Casapalca. La principal roca anfitriona de los cuerpos de sulfuros es la caliza de la Formación Jumasha, que tiene más de 700 metros de espesor y presenta intercalaciones de lutitas carbonáceas y lentes de caliza marrón grisácea, la Formación Goyllarisquisga, aunque es la más antigua (Cretácico Inferior), no está presente dentro del

distrito, pero se observa cerca de la mina Éxito. Esta formación se compone de areniscas blancas a grises con intercalaciones de lutitas y carbón impuro, También se encuentran brechas sedimentarias y un umbral basáltico de hasta 17 000 metros de ancho. La intrusión ígnea Yauricocha-Éxito transformó parte de la caliza en mármol y dolomita, generando zonas mineralizadas con cobre, plomo, zinc y plata. (RODRIGUEZ, 2007).

En Yauricocha, la secuencia de rocas sedimentarias incluye principalmente calizas, lutitas y algunas brechas. La caliza de la Formación Jumasha es la roca principal que hospeda la mineralización, con más de 700 metros de espesor. Sobre ella se encuentra la Formación Celendín, formada por lutitas y calizas recrystalizadas, donde también se observan pequeños cuerpos de skarn con minerales como granate, epidota y piritita asociada a cobre. Más arriba aparece la Formación Casapalca, compuesta por lutitas rojas, calizas y capas volcánicas. Aunque antes se pensaba que la Celendín formaba parte de la Casapalca, ahora se las distingue claramente. Estas formaciones, combinadas con la intrusión ígnea en la zona, han dado lugar a importantes zonas mineralizadas. (MELO, 2018).

La ubicación de los cuerpos mineralizados en Yauricocha está fuertemente condicionada por los contactos entre formaciones geológicas, especialmente entre la caliza Jumasha, la lutita Celendín y las rocas intrusivas. La lutita, por su baja permeabilidad, favorece la acumulación de minerales al actuar como barrera para los fluidos hidrotermales. Además, la textura de las rocas y el grado de fracturamiento influyen directamente: los cuerpos se desarrollan preferentemente en calizas de grano grueso y en zonas intensamente fracturadas, como fallas y pliegues. En la Mina Central, suelen hallarse cerca de la lutita metamorfoseada de la Formación Celendín y próximos a diques o pilas ígneas. (MELO, 2018)

1.5.2 Reservas

Según el departamento de geología, a fecha del 30 de septiembre de 2022, se presentan los modelos geológicos de sulfuros, los cuales han sido actualizados en noviembre de 2022 por Rosaura. En cuanto al recurso minable, las reservas estimadas al 1 de enero del 2023, son significativas, alcanzando un total de 1,357 millones de toneladas, de las cuales 0,842 millones de toneladas son



clasificadas como probadas y 0,515 millones de toneladas como probables. Además, se ha identificado un recurso inferido sobre el nivel 1120, que suma 0,249 millones de toneladas (BUDGET, 2023).

En lo que respecta al potencial por encima del nivel 1120, se identifican varias áreas de interés: Prometida, Sulma y Mascota Polimetálico. La información sobre el potencial de estos recursos es prometedora, ya que se detalla un total de 299 kilotoneladas métricas (kmts) con una composición mineral que incluye plata (Ag) con un promedio de 2,36 onzas por tonelada (oz/t), plomo (Pb) en un 1,67%, cobre (Cu) con un contenido de 1,66%, zinc (Zn) al 4,63%, y oro (Au) a 0,49 gramos por tonelada (g/t). Por último, el ingreso neto por tonelada (NSR) se estima en 167 dólares por tonelada (\$/t), lo que resalta el valor económico de estas áreas exploradas (BUDGET, 2023).

1.5.3 Producción de la mina

Con una producción diaria de 2 600 a 3 000 t/día, en 2023, se extrajeron 990 056 toneladas de mineral seco en la mina, con aportes significativos de tres zonas principales. La zona II lideró la producción con más de 409 287 mil toneladas, destacando por sus altas leyes de metales como plata (1,74 oz/t), plomo (0,89 %), cobre (1,31 %) y zinc (2,37 %). Le siguió la zona V, con poco más de 310 405 mil toneladas y una mayor ley de zinc (2,71 %), mientras que la zona III aportó alrededor de 270 364 mil toneladas, con leyes más moderadas, pero aún competitivas. Estas cifras reflejan no solo un volumen importante de producción, sino también la diversidad mineralógica del yacimiento y la relevancia técnica de cada zona para el desempeño global de la operación minera.

1.5.4 Métodos de explotación

Se tienen tres tipos de explotación siendo la principal el hundimiento por subniveles (SLC) ver Anexo 03, como también corte y relleno ascendente mecanizado (OCF) y por último recuperación de puentes (SLS).

1.5.5 Planta concentradora

Con una capacidad de 4,200 t/día; Yauricocha opera con un proceso de concentración convencional que incluye una etapa de trituración simple y dos circuitos paralelos de mineral polimetálico y de óxidos, Cada circuito consiste en molido, flotación diferencial secuencial, remoción de agua de los



concentrados, y espesamiento y disposición de los residuos de flotación. Yauricocha produce cuatro concentrados minerales: concentrado de óxido de plomo, concentrado de sulfuro de plomo, concentrado de cobre, y concentrado de zinc. Todos los concentrados de minerales se transportan fuera de la mina en camión, detalle en Anexo7.

1.5.6 Comercialización

Las ventas comparadas por productos en los últimos dos años fueron las siguientes:

Tabla 2 — Producción de concentrados anual

Concentrado	2023		2022	
	TMS	US\$	TMS	US\$
Cobre	26 275	53 140 063	25 818	53 650 139
Plomo	11 360	23 983 396	10 594	18 992 226
Zinc	38 412	30 528 904	34 366	36 998 719
Mineral Cu Molido	281	218 803	0	0
Total		107 871 166		109 641 084

Fuente: (METALS, 2023)

1.5.7 Medio ambiente

Están consolidadas en los siguientes ITEM:

- Sistema de gestión ambiental (GIS: adecuación de elementos ISO 14001).
- Gestión de residuos sólidos (estrategias de reducción).
- Gestión de aguas: balance aplicado a las áreas operativas (GOLDSIM bajo gestión de cada área).
- Huella de Carbono: Continuidad y estrategias de reducción de emisiones.

1.5.8 Cierre de mina

Se continuó con los trabajos de cierre progresivo y postcierre, que incluyeron la construcción de nuevos canales de coronación, el movimiento de tierras para estabilizar la zona y la siembra de vegetación en los sectores de Chumpe, Yauricocha e Ipillo.

La inversión alcanzada fue de 887 000 US\$ en obras hidrológicas (1km de canales), de revegetación (+2 500 m²) y estabilidad física (+ 11 000 m³) para el 2023.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Determinar el diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad en hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima, 2023.

2.1.2 Objetivos específicos

- Determinar las características geomecánicas del cuerpo Esperanza Norte y los parámetros para el diseño de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima, 2023.
- Determinar el diseño la malla de perforación y voladura para el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima, 2023.
- Determinar la optimización de costos en perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima, 2023.
- Determinar la optimización de la productividad en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima, 2023.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

El diseño de perforación y voladura optimiza los costos y la productividad en el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.



2.2.2 Hipótesis específicas

- Las características geomecánicas del cuerpo Esperanza y los parámetros para el diseño de perforación y voladura son óptimas en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.
- El diseño de perforación y voladura es eficiente para el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.
- Los costos en perforación y voladura se optimizan y se reduce significativamente los costos operativos en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.
- La optimización de productividad es eficiente en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.

1.1 Operacionalización de variables

Tabla 3 — Operacionalización de variables.

Variable	Dimensiones	Indicadores
Variable Independiente Diseño de perforación-voladura	1.1. Características geomecánicas	1.1.1. Antecedentes geomecánicas 1.1.2. Características litológicas 1.1.3. Clasificación geomecánica 1.1.4. Análisis de estabilidad controlada por esfuerzo.
	1.2. Malla de perforación y voladura	1.2.1. Parámetros de perforación y voladura. 1.2.2. Ancho de block. 1.2.3. Volumen de elipsoide. 1.2.4. Burden y espaciamiento. 1.2.5. Numero de taladros. 1.2.6. Numero taladros a cargar. 1.2.7. Cálculo de explosivos y accesorios de voladura. 1.2.8. Cálculo de voladura de bolsillos.



		1.2.9. Cálculo de voladura secundaria. 1.2.10. Diseño de malla de perforación. 1.2.11. Simulación de voladura. 1.2.12. Cálculo de accesorios de perforación.
Variable Dependiente Optimización	1.3. Costos en perforación y voladura	1.3.1. Costos de perforación y voladura 1.3.2. Costo por tonelada de mineral extraído. 1.3.3. Costo por unidad de producción.
	1.4. Productividad	1.4.1. Tiempo de ciclo de producción 1.4.2. Productividad del personal y equipos de trabajo. 1.4.3. Tasa de utilización de la maquinaria y equipos. 1.4.4. Producción mensual

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

3.1.1 Antecedentes internacionales

- a) SANCHEZ (2023) donde realizó un estudio, titulado “Optimización de los procesos de perforación y voladura en la cantera de áridos Beltrán, Santa Rosa - El Oro”, cuyo objetivo fue “mejorar los procesos de perforación y voladura en la cantera de áridos Beltrán”, estudio basado en una metodología analítica y de campo, incluyó la recolección de datos in situ, levantamientos topográficos y geológicos, así como la evaluación de características geomecánicas de las rocas, además aplicó el método de López Jimeno con el objetivo de desarrollar una nueva propuesta de diseño, arribando a resultados donde demostró que una malla de perforación y voladura tecnificada, que requiere un menor número de barrenos, reduce los costos de perforación y de insumos, a la vez aumenta la productividad, concluyendo, esta propuesta nueva de diseño ofrece resultados positivos, recomendando a la empresa la implementación de esta metodología.
- b) ARIAS (2023) donde desarrolló un estudio, titulado “Optimización del diseño de malla de perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce Enríquez – Azuay”, cuyo objetivo fue “mejorar la malla de perforación subterránea del frente de avance 70 de la mina PROMINE”, elaborado bajo la metodología de tipo descriptivo, estudio de campo y empírico, arribando a resultados de que se determinó que un diámetro de 2 pulgadas generó 32 barrenos, de igual manera consumió un total de 34,08 kg de explosivo, asimismo, utilizó únicamente ANFO tanto en la carga de columna como en la de fondo, generando resultados de desprendimiento con volumen de arranque de 8,87 m³ y un adelanto de 1,91 m, alcanzado nivel de eficiencia de hasta 94%; para determinar las medidas de consumo definido, se aseguró que la perforación



y voladura se realizaran adecuadamente, obteniendo un consumo definido de $3,84 \text{ kg/m}^3$, que se encuentra dentro del rango hallado por el modelo matemático ($2,89$ a $4,01 \text{ kg/m}^3$), este resultado contrasta con el consumo específico actual de la mina, que excede el rango máximo, concluyendo que se identificaron varios parámetros geomecánicos de las rocas, determinantes cruciales para plantear una malla de perforación y voladura, asimismo consiguió un desprendimiento mayor de rocas con número menor de carga explosiva y de barrenos, lo que permitió a la empresa ahorrar tiempo y recursos económicos.

- c) GONZALES (2022) donde realizó una investigación, titulada “Optimización de los procesos de perforación y voladura en la Sociedad Minera Nueva Rojas, concesión Bella Rica, Camilo Ponce Enríquez - Azuay”, cuyo objetivo fue “proponer una metodología para optimizar el avance de la perforación y voladura”, estudio de carácter descriptivo – analítico, llegando a resultados de que las pruebas de campo demostraron que el método 2 mejoró la eficiencia de la voladura con una diferencia de costo mínima de \$0,1, utilizando ANFO o cartuchos de nitrato en el fondo de la perforación como base para el cebo, donde logró un avance lineal significativo, además, observó que el método 2 incrementó la eficiencia de la voladura en un 12%, permitiendo la extracción de 1,16 toneladas adicionales de material, concluyendo que el uso de cargadoras tipo pistola optimizaron el tiempo de carguío, proporcionando un confinamiento regular de los explosivos.

3.1.2 Antecedentes nacionales

- a) ARTEAGA (2023) donde realizó un estudio denominado “Optimización de la productividad en el tajo 520 sur aplicando la malla de perforación y voladura rectangular Unidad Maraón Poderosa”, cuyo objetivo fue “mejorar la productividad del tajo y operaciones unitarias”, investigación de carácter aplicada – cuasiexperimental, observacional, donde ejecutó una disposición rectangular optimizadas en la perforación y se cambió los explosivos en la voladura de Emulnor 3 000 a 1 000, lo cual mejoró significativamente la productividad operativa, se realizaron 170 disparos en un trimestre, la evaluación de la productividad se centró en las toneladas



extraídas y los recursos empleados en cada operación específica, como la perforación (toneladas por taladro), la voladura (factor de potencia, carga y energía por tonelada), proceso de mantenimiento y acarreo (toneladas por hora), y el sustento (cuadros por guardia), donde se utilizó la utilidad de producción en unidades (toneladas por hombre-guardia), logrando un incremento del 38%, pasando de 4,18 a 5,75 toneladas por hombre-guardia, concluyendo que los cambios generaron un capital en los costos en el proceso de minado de hasta \$4,54 por tonelada, lo que representa una disminución del 8%, a partir de un máximo de \$60,22 por tonelada llegando a \$55,68 por tonelada en el trimestre previos y posteriores a la implementación de esta disposición.

- b) COSME y DE LA CRUZ (2023) donde desarrollaron un artículo de investigación, titulada “Mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, para incrementar la producción del método de minado con taladros largos, Unidad Minera Americana”, cuyo objetivo fue “demostrar el mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, para aumentar la producción de la metodología del minado con taladros largos”, investigación de carácter experimental, nivel descriptivo – analítico, donde la muestra fue la zona baja del nivel 12A, arribando a resultados de que la optimización de los tiempos improductivos de las actividades observadas, alcanzando un promedio mensual de 87,34 horas en total, el cual permitió reducir los tiempos improductivos en 10,52 horas mensuales en promedio, las cuales se utilizan ahora en actividades de perforación y voladura, concluyendo que la optimización del costo total en la extracción de mineral en el tajeo, perfeccionó notablemente al lograr resultados positivos, logrando una disminución del costo total de perforación y de voladura de \$12,267 por guardia y una disminución de 2,07 dólares por cada tonelada respecto al costo total.
- c) AZURÍN (2023) donde desarrolló una investigación, titulada “Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2,843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021”, cuyo objetivo fue “mejorar la perforación y voladura para reducir la sobrerotura, en el bypass 2843”, estudio de carácter experimental, aplicada mediante la



comparación donde la muestra fue el bypass 2843, llegando a resultados de que logró determinar que la optimización de la perforación y voladura mediante la voladura controlada de recorte en el bypass 2843 permitió establecer un nuevo espaciamiento entre taladros cargados de 0,59 metros y un factor de carga perimetral de 0,49 kg/m³. Esto redujo el volumen promedio de material disparado de 44,48 m³ a 38,76 m³ y logró proximidades de grado regular tras la voladura, el cual diseño disminuyó el porcentaje promedio de sobrerotura en un 75,58%, reduciéndolo de 25,59% a 6,25% en un total de 20 disparos, donde concluyó que al utilizar el explosivo Exsablock de 7/8'' x 7'' con cargas espaciadas y desacopladas, asimismo reducción de las presiones de las gases al interior de las paredes a 57,86 MPa, lo que aseguró el quebrantamiento rocosa con resistencia a la compresión de 48 MPa y minimizó daños a las proximidades, además, el coste de la voladura se redujo en cada disparo de \$196,6 a \$189.

- d) HUAMAN y ALFARO (2022) donde realizaron una investigación, titulada “Diseño de malla de perforación y voladura para la optimización de costos en la zona cuerpos en Alpayana S.A.; Casapalca – Lima – 2021” cuyo objetivo fue “demostrar la incidencia del diseño de malla de perforación y voladura para reducir costos”, estudio de carácter descriptivo – aplicada, correlacional, transaccional, llegando a resultados de que la estimación de burden y espaciamiento mediante métodos matemáticos arrojaron valores más probables de 1,80 m y 2,00 m, respectivamente, con estos nuevos parámetros, reflejando que existe disminución del número de taladros perforados y se mejoran los factores de carga y potencia, lo que permitió disminuir los costes finales, optimizando así los costes totales, concluyendo que los estándares del burden, espaciamiento, diámetro de taladro, cantidad de taladros, áreas perforados y toneladas fragmentadas por cada área perforado de las mallas de 1,50 m x 150 m y 1,80 m x 2,00 m, evaluados en las unidades 65, 66, 67 y 68 del tajo GL 395 NE, son determinantes para la mejora de costos en este proceso, donde extender la malla resulta en una disminución de la cantidad de taladros perforados, pasando de 23 a 16, lo que se traduce en una longitud menor de metros por segundo y contribuye de forma directa en el capital de costes.



- e) MAMANI (2017) donde desarrollo un estudio denominado “Optimización de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de malla en la Chimenea San Andrés de la Contrata Minera Rumij S.R.L. – La Rinconada”, cuyo objetivo fue “mejorar los costos de perforación y voladura con el nuevo diseño de malla y la carga explosiva necesaria”, basado en la metodología de tipo descriptivo – analítico, arribando a resultados de que posterior a la valoración realizada, se diseñó una malla de perforación nueva basada en las propiedades de las rocas y se determinó la cantidad necesaria de explosivos, donde consideró factores como la cantidad de taladros, el espaciamiento, burden, trazos, numero de explosivos necesario, concluyendo que con la implementación de esta malla de perforación nueva, los costos se redujeron de 202,81 USD/m a 181,45 USD/m, logrando una disminución de 21,36 USD/m.

3.1.3 Antecedentes locales

- a) Según, ALZAMORA (2023) donde realizó un estudio, titulada “Optimización de perforación y voladura en taladros largos en tajos de Producción, zona magistral Centro, empresa Minera Trevali Perú S.A.C. Unidad Minera Santander, Región Lima. 2021”, cuyo objetivo fue “demostrar como la optimización de perforación y voladura con taladros largos incide en tajos de producción”, estudio de carácter experimental, descriptivo – analítico, donde la muestra fue el tajo de producción, arribando a resultados de que las operaciones mineras en la Rampa 4005 de la zona Magistral Sur y la Rampa 4577 de la zona Magistral Norte enfrentan desafíos significativos en perforación y voladura debido a sus condiciones geológicas y geomecánicas y se seleccionó el cuerpo mineralizado de Magistral Centro para la investigación por sus mejores leyes metálicas, donde el análisis de imágenes de disparos monitoreados proporcionó datos valiosos para mejorar los diseños de perforación y voladura en la zona, concluyendo que los taladros en dos grupos según su longitud, observando que las curvas de fragmentación obtenidas no son uniformes, con un P80 promedio de 79,73 cm y un P50 de 29,79 cm.



b) Según, ROJAS (2021) donde realizó un estudio denominado “Optimización de la operación unitaria de perforación y voladura mediante el uso de indicadores claves de rendimiento en la Compañía Minera Arco de Oro S.A.C - Huarochirí - Lima - 2020”, cuyo objetivo fue “mejorar el proceso unitario de perforación y voladura en la realización de galerías y cruceros de las labores de preparación de las tres zonas de preparación y en los subniveles del tajo Lisett”, estudio de carácter descriptivo, observacional – exploratorio y no experimental, arribando a resultados de que la optimización de la operación unitaria de perforación y voladura, se consiguió reducir los costos de consumo de explosivos en un promedio del 14% en comparación con los niveles previos, lo que se traduce en una disminución de los costos operativos de la mina de \$23 493,54 al año, concluyendo que se han superado varios problemas, incluyendo la estandarización de los formatos de reportes diarios para la supervisión de mina. Además, se logró disminuir el factor de carga en la zona de tajo Lisett, reduciéndolo de 4,96 kg/m³ a 4,53 kg/m³, lo que representa una reducción de 0,43 kg/m³.

3.2 Marco teórico

3.2.1 Perforación y voladura en minería

Según EXSA (2019), “voladura de rocas en superficie engloba actividades vinculadas a la extracción minera en bancos de canteras y tajos abiertos, así como en proyectos de ingeniería civil y vial que incluyen excavaciones, construcción de canales, zanjales y trabajos especializados como la fragmentación secundaria de bloques grandes, demolición y voladuras controladas. No obstante, su uso principal se concentra principalmente en la extracción de materiales de los bancos” (p. 165). Asimismo, BERNAOLA, ET AL. (2013) menciona que “la voladura se describe como el proceso de realizar una serie de perforaciones en las cuales se introduce una cantidad determinada de explosivos, esta operación sigue una secuencia de detonación planificada para alcanzar los efectos deseados de fragmentación y desplazamiento del material, al mismo tiempo que se minimiza el impacto sobre elementos externos”.



Además, LÓPEZ (2020) menciona que la voladura de rocas en la minería es el método empleado para fragmentar y extraer grandes masas de roca utilizando explosivos en operaciones mineras, ya que este proceso es crucial para reducir la roca a fragmentos más pequeños que puedan ser excavados, transportados y procesados para la extracción de minerales valiosos, lo que implica la colocación estratégica de explosivos en barrenos perforados en la roca, seguida de una detonación controlada para lograr la fragmentación deseada. Por lo tanto, la voladura es fundamental para la extracción eficiente de minerales en diversos tipos de yacimientos minerales, ya sean a cielo abierto o subterráneos, por tanto, la perforación y voladura en minería constituyen procesos fundamentales para la extracción de minerales, donde la perforación implica la creación de barrenos mediante equipos especializados, mientras que la voladura utiliza explosivos para fragmentar la roca y facilitar su extracción, estos métodos son críticos tanto en minas a cielo abierto como subterráneas, donde se aplican técnicas específicas para optimizar la eficiencia y la seguridad en la operación minera.

3.2.2 Diseño de malla de perforación y cálculo de carga

- **Avance del disparo.** está condicionado por el diámetro del taladro y la desviación de los taladros de carga, las cuales se deben conservar inferior al 2% del desarrollo medio y tienen que llegar al 95% de la profundidad del taladro L. Además, para plantear una malla de perforación, se ha tenido en cuenta la tipología de rocas y su constante respectiva (EXSA, 2019).

$$L = 0.15 + 34.1 * D_2 - 39.4 * D_2^2$$

$$D_2 = 0.95 * L$$

En el cual:

L = Profundidad del taladro (metros)

D_2 = Diámetro del taladro de alivio (metros)

Si se emplean múltiples taladros vacíos en lugar de uno solo, la ecuación anterior sigue siendo aplicable si:

$$D_2 = \sqrt{n} * D_1$$



En el cual:

D_2 = Diámetro de taladro de alivio equivalente

n = Número de taladros vacíos en el arranque

D_1 = Diámetro del taladro a cargar

Avance de la voladura al 95 % mediante el algoritmo de Holmberg

$$I = 0.95 * H$$

En la cual:

I = Avance de la voladura (metros)

H = Profundidad de los taladros a perforarse (metros)

3.2.2.1 Características geomecánicas del macizo rocoso

El macizo rocoso se compone de una matriz rocosa junto con diversas discontinuidades, caracterizándose por su naturaleza heterogénea, procedimiento discontinuo y usualmente anisótropo, lo cual es resultado de la naturaleza, frecuencia y disposición de los planos de discontinuidad que determinan su procedimiento geomecánico e hidráulico (RODRIGUEZ, 2007).

Por ende, es crucial debido a su influencia directa en la estabilidad de las estructuras y operaciones mineras, determinando los métodos de soporte y las técnicas de excavación a emplear. Esta importancia se compara con lo señalado por DIAZ, ET AL. (2021) quienes afirman que la caracterización geomecánica permite mitigar o evitar incidentes y accidentes derivados de la caída de rocas, al utilizar herramientas específicas, es posible controlar la estabilidad del macizo rocoso, establecer los tipos de sostenimiento adecuados en diferentes labores mineras y asegurar una operación segura y eficiente.

De acuerdo con EXSA (2019), las propiedades geológicas y mecánicas, junto con las condiciones del estado de las rocas que se van a detonar, determinan el tipo de explosivo más adecuado para una fractura eficaz y rentable. Por ello, es esencial considerar no solo las



propiedades del explosivo, sino también cómo ciertos parámetros de la roca que repercuten en la eficiencia del proceso:

1. **Densidad o peso específico:** es una propiedad física clave de las rocas, definida como la relación entre su masa y volumen. Refleja el grado de compacidad y porosidad, siendo útil para evaluar la dureza y la dificultad en su manipulación o perforación.

$$\rho = m/V$$

Donde:

m = la masa

V = el volumen.

2. **Porosidad y compacidad:** La porosidad se refiere a la proporción de espacio vacío en la roca, mientras que la compacidad es la relación entre la densidad aparente y la densidad real. Según EXSA (2019):

$$\text{Porosidad (n)} = (V_v/V_t) \times 100$$

Donde:

V_v = el volumen de vacíos

V_t = el volumen total.

3. **Expansión o esponjamiento:** Este término describe el incremento de volumen que ocurre en el material rocoso tras su excavación y se expresa como un porcentaje del volumen original en el banco y se denomina factor de conversión volumétrica (FCV), calculado como la relación entre la densidad del material suelto y la del material en el banco.

$$\text{FCV} = \rho_b/\rho_l$$

Donde:

ρ_b = la densidad en el banco

ρ_l = la densidad del material suelto.

4. **Humedad e imbibición:** Todos los materiales pétreos contienen una cierta humedad natural debido al agua retenida en sus poros. El grado de esta humedad se determina midiendo la diferencia entre el peso de la roca en su estado natural (ρ_h) y después de un proceso de secado (ρ_s).



$$\text{Grado de Humedad} = ph - ps.$$

Donde:

ph = peso húmedo

ps = peso seco

La imbibición es la capacidad de la roca para absorber agua, la cual se mide colocando una muestra seca en un recipiente de saturación y observando la absorción de agua en intervalos de tiempo determinados.

- 5. Dureza y tenacidad:** La dureza se refiere a la resistencia de la roca al corte y penetración, mientras que la tenacidad indica su resistencia al aplastamiento o doblamiento, en voladuras, las rocas suelen clasificarse en duras, intermedias o blandas según su dureza, y en tenaces, intermedias o friables según su tenacidad.
- 6. Frecuencia sísmica de la roca:** Es una medida crítica para evaluar la respuesta de la roca a las vibraciones inducidas por la voladura.
- 7. Variabilidad:** Este concepto hace referencia a las diferencias en las propiedades geológicas y mecánicas de las rocas en un mismo yacimiento, que afectan la uniformidad de la voladura. Las características geomecánicas del macizo rocoso, según el Manual Práctico de Voladura de EXSA (2019), son esenciales para prever el comportamiento de la roca durante la voladura y, en consecuencia, para optimizar las operaciones mineras y de construcción. Estos factores son determinantes para ajustar los parámetros de voladura a las condiciones específicas del macizo rocoso, asegurando una operación eficiente y segura.

3.2.3 Parámetros de diseño

3.2.3.1 Metodología de diseño

El diseño de la mina por hundimiento de subniveles (SLC) debe considerar la estabilidad y los requisitos del equipo, al mismo tiempo que apunta a maximizar la recuperación del mineral y minimizar la dilución y la extracción de desechos (WIMMER, 2012).



KVAPIL (1992) detalla que la altura de elipsoide de extracción debe ser ampliamente estudiado y ajustado empíricamente en diferentes minas con SLC.

$$hs = \left(\frac{2}{3}\right) ht - 1,5$$

Donde:

hs = Altura entre subniveles (m)

ht = Altura de elipsoide de extracción (m)

Por consiguiente, una geometría precisa y una disposición adecuada de las galerías, junto con una voladura cuidadosa, son imperativas, especialmente en minerales y rocas menos compactas y en zonas de extracción más profundas. La exactitud en la configuración geométrica, la suavidad en los contornos de los túneles y su precisa ubicación son de suma importancia, especialmente en el caso de hundimientos de subniveles de gran envergadura.

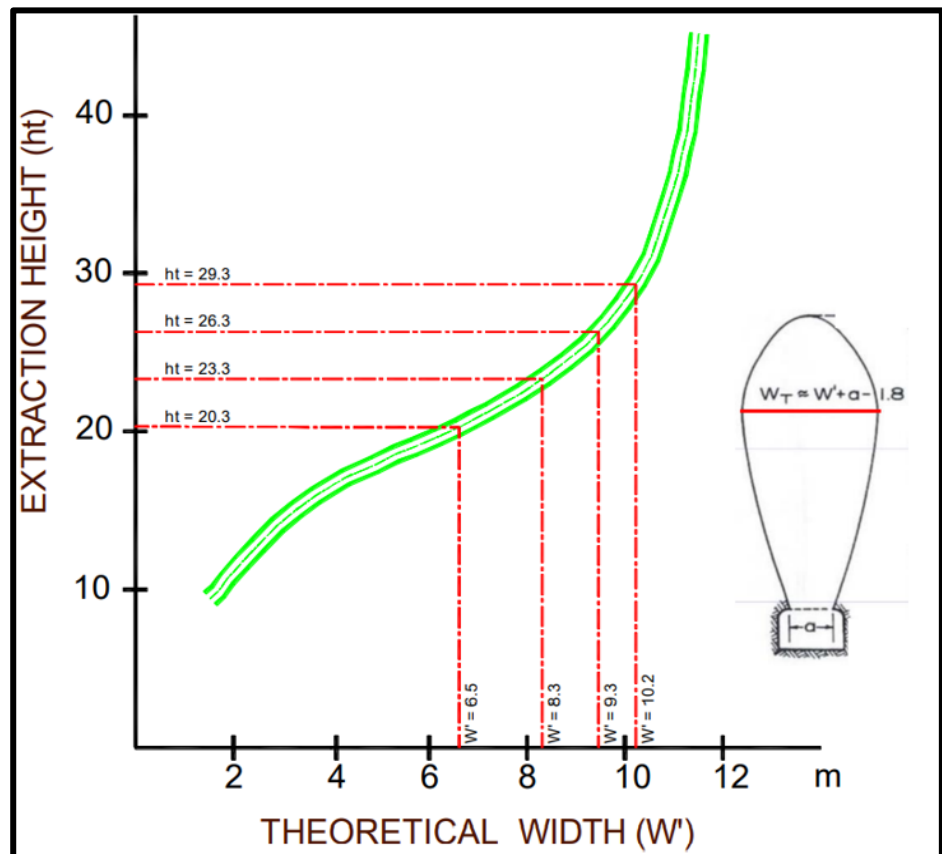


Figura 2 — Espaciado vertical de derivas de subnivel.

Fuente: (KVAPIL, 1992)

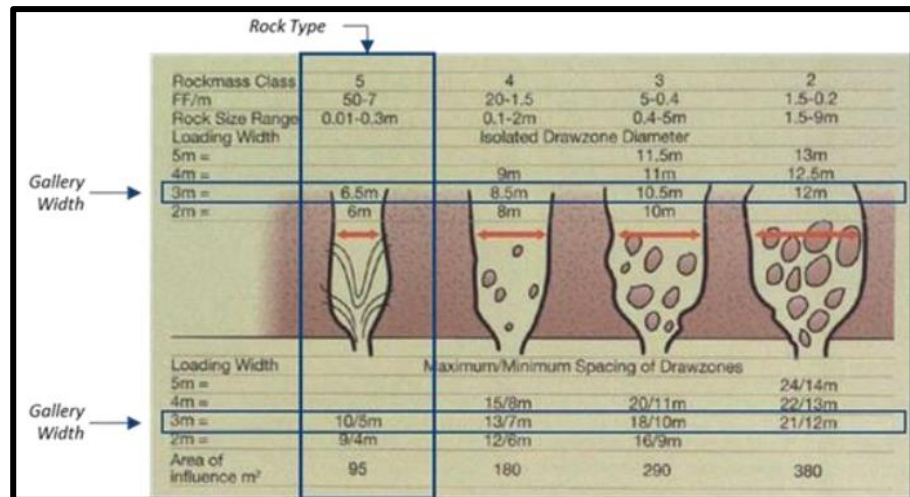


Figura 3 — Ancho de explotación de acuerdo con la geomecánica de la zona.

Fuente: (KVAPIL, 1992)

3.2.3.2 Cálculo de burden y espaciamiento:

El burden es una de las variables fundamentales y críticas en el diseño de voladuras, ya que influye en la fragmentación de los materiales, el lugar de la pila de escombros, la vibración y la sobre rotura, por lo que se define como la distancia desde un taladro de carga hasta la superficie libre más cercana al instante de la detonación, dicha medida es esencial para determinar la efectividad de la voladura, por lo que un cálculo preciso del burden ayuda a optimizar la eficiencia y seguridad de las operaciones de voladura en minería y construcción.

Actualmente, existen numerosas teorías para calcular el burden, entre las cuales se destacan las más importantes.

- **Modelo Matemático de Langerfors**

Langerfors, fue uno de los investigadores suecos asociados con modelos de Swedish Detonic Research Foundation, dado que consideran al burden como una de las entidades o medidas claves en la voladura de rocas, de igual manera en este proceso es crucial resaltar tres indicadores adicionales que le facilitan obtener resultados satisfactorios, los cuales son:

- a) La localización de los taladros.
- b) El número de carga explosiva.

c) La sucesión de salida de disparo.

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

Donde:

B_{max} = Burden máximo (m)

D = Diámetro de barreno (mm)

ρ_c = Densidad de carga (kg/m)

PRP = Potencia relativa en peso del explosivo

c = Constante de roca

f = Factor de fijación

S/B = Relación entre el espaciamiento y Burden.

Asimismo, el burden práctico es calculada mediante la formula siguiente:

$$B = B_{max} - 2D - 0.02L$$

B = Burden (m)

B_{max} = Burden Máximo(m)

D = Diametro de Barreno (mm)

L = Longitud de Barreno mm)

- **Modelo Matemático de Anders Persson**

Vista de otro modo, en el presente modelo el burden es comprendido de acuerdo con la interacción generada por la mezcla explosiva, que se representa mediante la presión de detonación y la resistencia a la tensión dinámica de la roca.

$$B = \frac{KxD}{1000} x^2 \sqrt{\frac{PD}{Std}}$$

Donde:

B = Burden (m)

D = Diametro de Taladro(mm)

PD =Presión de Detonación del explosivo (kg/cm2)



Std = Resistencia a la compresión dinámica de la roca (kg/cm²)

k = Constante que depende de la carga explosiva y de la roca

Determinando la resistencia a la compresión simple:

$$Std = 8\% \times Sc$$

Sc = Resistencia a la compresión uniaxial (m)

Std = Resistencia compresiva uniaxial del mineral (MPa)

Determinamos constante que depende de la carga explosiva y de la roca con la ayuda de la tabla siguiente:

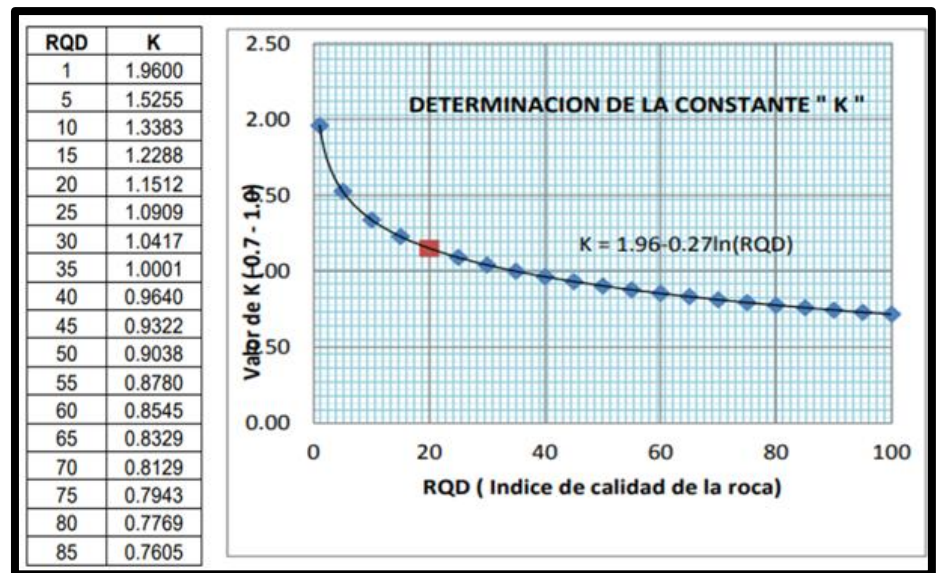


Figura 4 — Factor de volatilidad del macizo rocoso a partir de su resistencia.

Fuente: (EXSA, 2019)

Determinando la presión de detonación (kg/cm²):

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

Donde:

Pe = Densidad del explosivo (g/cm³)

VOD : Velocidad de |Detonación (m/s)

Una vez calculado el burden teórico, se procederá a ajustar los valores con la fórmula de Langefors, la cual se utiliza para el método de minado LHB (Large Blast Hole).

a) Burden práctico (Bp): distancia de un taladro de producción a la cara libre más cercana, es la variable principal para el diseño de la perforación y voladura.

$$Bp = Btx(1 - 0.03xL)$$

Donde:

Bt = Burden teórico.

L = Altura de banco.

b) Espaciamiento (E): Es la distancia entre taladros y cargas en una fila, medida perpendicularmente hacia el burden y paralelo a la cara libre del movimiento esperado de la roca.

$$E = EVxBp$$

Donde:

Ev = Relación de espaciamiento – varía entre 1 a 2.

Esta fórmula se aplica para voladuras con filas múltiples.

(LANGFORS, y otros, 1978).

3.2.3.3 Dimensionamiento de la voladura

- **Volumen total**

$$\text{Volumen total (V)} = (L \times A \times H)$$

Donde:

V = Volumen m³

L = Largo, en m.

H = Altura, en m

A = Potencia, en m.

Para expresarlo en toneladas de material in situ, se debe multiplicar por la densidad promedio de la roca o del material que se va a volar.

$$TM = V \times \rho$$

Donde:

TM = Tonelada métrica

ρ = Densidad de roca.

V = Volumen.



- **Cantidad de carga**

$$Q_t = V \times \text{kg/m}^3$$

- **Espaciamiento (E)**

Alude a la distancia entre taladros de una misma fila que se disparan simultáneamente con el mismo o diferentes retardos más largos.

El cual es calculado de acuerdo con la longitud del burden, la secuencia de encendido y los retardos entre taladros, parecido al burden, el espaciamiento demasiado corto puede causar exceso de trituración y generar características de fragmentación excesiva en la boca del taladro, así como crestas y bloques grandes en el área de impacto. No obstante, espaciamientos excesivamente amplios pueden llevar a una fracturación inadecuada, formación de crestas en la base del banco y una nueva cara libre frontal con irregularidades significativas. En la praxis, comúnmente es similar al burden para malla de perforación cuadrada $E = B$ y de $E = 1,3$ a $1,5 B$ para malla rectangular o alterna. Para las cargas de pre-corte o recorte (Smooth blasting), el espaciamiento comprende la última fila de la voladura que suele ser inferior a $E = 0,5$ a $0,8 B$, con el objetivo de reducir la consecuencia de impacto a detrás.

Cuando se determina por la secuencia de salidas, para una voladura instantánea de una sola fila, el espaciado normalmente es de $E = 1,8 B$. Por ejemplo, para un burden de 1,5 metros (5 pies), el espaciado sería de 2,9 metros (9 pies). Para voladuras con múltiples filas simultáneas (con retardos iguales donde la relación longitud de taladro a burden (L/B) es menor que 4), el espaciado se puede calcular mediante la siguiente fórmula:

$$E = \sqrt{(B \times L)}$$

Donde:

B = Burden, en pies.

L = Longitud de taladros, en pies.

3.2.3.4 Cálculo y distribución de la carga explosiva

- **Columna explosiva**

Es la parte activa del taladro de voladura, también denominada “longitud de carga” donde se produce la reacción explosiva y la presión inicial de los gases contra las paredes del taladro.

Es importante la distribución de explosivo a lo largo del taladro, según las circunstancias o condiciones de la roca. Usualmente comprende de 1/2 a 2/3 de la longitud total y puede ser continua o segmentada.

Así pueden emplearse cargas sólo al fondo, cargas hasta media columna, cargas a columna completa o cargas segmentadas (espaciadas o alternadas) según los requerimientos incluso de cada taladro de una voladura. La columna continua normalmente empleada para rocas frágiles o poco competentes suele ser del mismo tipo de explosivo, mientras que para rocas duras, tenaces y competentes se divide en dos partes: La carga de fondo (CF) y la carga de columna (CC).

- **Carga de fondo (CF)**

Es la carga explosiva de mayor densidad y potencia requerida al fondo del taladro para romper la parte más confinada y garantizar la rotura al piso, para, junto con la sobre perforación, mantener la rasante, evitando la formación de resaltos o lomos y también limitar la fragmentación gruesa con presencia de bolones (LARICANO, 1995).

Su longitud es normalmente equivalente a la del burden más la sobre perforación: $B + 0,3 B$; luego:

$$CF = (1,3 \times B)$$

No debe ser menor de $0,6 B$ para que su tope superior esté al menos al nivel del piso del banco. Se expresa en kg/m o lb/pie de explosivo. Si se toma en consideración la resistencia de la roca y el diámetro de la carga, la longitud de la carga de fondo variará

entre 30 Ø para roca fácil a 45 Ø para muy dura (LARICANO, 1995).

- **Carga de columna (CC)**

Se ubica sobre la carga de fondo y puede ser de menos densidad, potencia o concentración ya que el confinamiento de la roca en este sector del taladro es menor (LARICANO, 1995). El peso se distribuye en proporciones de 10/90 a 20/80. La altura de la carga de columna se determina restando la suma de la carga de fondo y el taco de la longitud total del taladro.

$$CC = L - (CF + T)$$

Comúnmente $CC = 2,3 \times B$

- a) Estimación de cargas**

Volumen para romper por taladro = Malla por altura de taladro.

$$V = (B \times E \times H) = m^3 \text{ por taladro}$$

Tonelaje = Volumen por densidad de la roca o mineral.

- b) Volumen de explosivo**

Se determina multiplicando el diámetro del taladro por la longitud de la columna explosiva (en el caso de una columna continua) o por la suma de las cargas segmentadas.

$$Ve = (\emptyset \times Ce), \text{ en } m^3$$

Ø: Diámetro del taladro

Ce: Longitud de la columna explosiva

- c) Factor de carga (FC)**

Es la proporción entre el peso del explosivo utilizado y el volumen del material roto.

$$FC = \left(\frac{We}{V} \right)$$

We: Peso de explosivo



V: Volumen del material roto

d) Tonelaje roto

El tonelaje extraído se calcula multiplicando el volumen del material roto por su densidad.

$$Tonelaje = (V \times \rho_r)$$

V: Volumen de material roto

ρ_r : Densidad del material

e) Perforación específica (Pe)

Es la cantidad de metros o pies de perforación requeridos para cada metro cúbico de roca volada.

$$Pe = \frac{(L/H)}{B \times E}$$

Donde:

L = Profundidad del taladro (altura de banco (H) – 0,3 B).

H = Altura de banco.

B = Burden.

E = Espaciamiento.

f) Cálculo general para carga de taladro

$$Carga\ del\ taladro = (0,34 \times \emptyset \times \rho_e),\ en\ lb/pie$$

Donde:

0,34: Factor.

$\emptyset$: Diámetro del taladro, en pulgadas.

ρ_e : Densidad del explosivo a usar, en g/cm³

g) Densidad de carga (Dc)

$$Dc = 0,57 \times \rho_e \times \emptyset^2 \times (L - T)$$

Donde:

Dc = Densidad de carga, en kg/tal.

0,57 = Factor.

$\emptyset$ = Diámetro del taladro, en pulgadas.



- pe = Densidad del explosivo a usar.
L = Longitud de perforación.
T = Taco.

3.2.4 Teoría de optimización de costos en minería

La teoría de la optimización de costos en minería se centra en la búsqueda constante de métodos eficientes para reducir los costos operativos sin comprometer la calidad ni la seguridad de las operaciones mineras, esta teoría busca maximizar la rentabilidad mediante la gestión eficaz de los recursos disponibles, incluidos equipos, mano de obra, energía y materiales, entre otros. Esta teoría se basa en principios de gestión eficiente y economía aplicados a la industria minera, donde su argumento principal es que la reducción de costos puede lograrse identificando y eliminando desperdicios, mejorando los procesos operativos, adoptando tecnologías más eficientes y optimizando la logística y el manejo de materiales. Por tanto, se aplica en todas las fases del ciclo minero, desde la exploración y desarrollo inicial hasta la producción y cierre de minas, en cada etapa, se utilizan técnicas de optimización para minimizar los costos asociados con la extracción, procesamiento, transporte y comercialización de minerales.

3.2.4.1 Estimación de costos de operación

La administración de los costos en la empresa minera representa una actividad estratégica fundamental, ya que constituye la variable principal sobre la cual se puede intervenir para lograr la rentabilidad deseada (ESCUDERO, ET AL., 2022). Por lo que realizar una estimación de costos de operación minera, dado que es crucial para la planificación y gestión eficiente en la industria minera, dado que para este proceso se han abordado aspectos clave como los costos de mano de obra, equipos, energía y mantenimiento, dado que una correcta estimación permite mejorar la rentabilidad y sostenibilidad a largo plazo de las operaciones mineras.

Por otro lado, PIÑA (2015) resalta que existen tipos de estimación de costos en minería, y son los siguientes:

- Estimación de costo en la fase de exploración: este tipo de estimación de costos son basados en geología y datos técnicos, las

estimaciones preliminares de costos e ingresos son fundamentales en las etapas de probabilidad y viabilidad de un proyecto minero, este análisis se realiza para evaluar la factibilidad económica del proyecto antes de comprometer recursos significativos, donde la geología proporciona información crucial sobre la composición y distribución de los depósitos minerales, mientras que los datos técnicos incluyen aspectos como métodos de extracción, infraestructura necesaria y costos operativos estimados. Estas estimaciones permiten a los inversionistas y operadores tomar decisiones informadas sobre la viabilidad financiera y técnica del proyecto minero antes de avanzar a etapas más costosas y detalladas.

- Estimación de costos en la fase de construcción: Durante la etapa de construcción de un proyecto, se lleva a cabo la ingeniería de detalle, donde se elaboran planes precisos y específicos para la ejecución de cada aspecto del proyecto, ello incluye una estimación detallada de costos, que se fundamenta en datos con un alto nivel de confianza, obtenidos a partir de análisis exhaustivos y específicos de los requerimientos técnicos, materiales y laborales necesarios. Esta fase asegura que todos los aspectos del proyecto estén completamente planificados y que los recursos sean asignados de manera eficiente y efectiva, minimizando así riesgos y optimizando el desarrollo del proyecto.

3.2.4.2 Tipos de costos

Es importante, resaltar que los costos en la industria minera abarcan aspectos como mano de obra, maquinaria, energía y mantenimiento. Según EXSA (2005), también involucran costos ambientales y de restauración del terreno una vez finalizada la actividad minera. Por lo tanto, los costos en minería son cruciales en la planificación y gestión de operaciones, ya que pueden tener un impacto considerable en la rentabilidad y sostenibilidad a largo plazo de la actividad minera. Asimismo, Supo (2019) menciona que existen diversos tipos de costos que varían según la finalidad, el ciclo productivo y el sector.

Sin embargo, para esta investigación se consideran los siguientes tipos:

Costos Fijos: Estos son los costos que deben afrontarse independientemente de la cantidad de producción en ejecución, comprenden los siguientes:

- Costos de administración.
- Costos financieros.
- Amortizaciones y depreciaciones.
- Impuestos.
- Mano de obra indirecta.

Costos variables: Son aquellos costos que aumentan o disminuyen en función de la cantidad de obra generada, este tipo de costos comprende:

- Mano de Obra Directa.
- Materiales e insumos (explosivos, neumáticos, energía, etc.).
- Transporte.

3.2.5 Productividad en minería

La productividad en la minería es crucial para optimizar el uso de recursos como minerales, personal y equipos, donde mejorar la productividad es una preocupación constante, pero para lograrlo es esencial comprender objetivamente la situación actual mediante métodos válidos socialmente para medir la productividad (JIMENEZ I. y MOLINA J., 2006).

Según SALOMÓN, ET AL. (2018) menciona que para evaluar la eficiencia del proceso de extracción de mineral, que se caracteriza por su complejidad multifactorial y las interacciones diarias entre sus variables, es fundamental implementar un sistema de control de gestión integral, ello implica coordinar y alinear todas las áreas de la empresa para alcanzar los objetivos de gestión, los cuales se derivan de las metas estratégicas de la empresa y se materializan a través de los planes mineros establecidos.

La productividad en minería se refiere a la eficiencia con la cual se emplean los recursos y se desarrolla con las operaciones para extraer minerales de



manera rentable y sostenible, dado que involucra la optimización de procesos, la utilización eficiente de equipos y mano de obra, así como la maximización de la producción de mineral por unidad de tiempo y recursos invertidos, por lo que optimizar la productividad en minería es crucial para incrementar la rentabilidad, reducir costos operativos y mitigar impactos ambientales, aportando así a la viabilidad a largo plazo de las operaciones mineras.

3.2.5.1 Indicadores de productividad en minería

Al respecto, SALOMÓN, ET AL. (2018) menciona que en la operación minera la productividad implica diversos indicadores, ya que la actividad minera integra diversos procesos y actividades,

- Cumplimiento excavación de mena (%).
- Porcentaje de cumplimiento en la excavación de material particulado no consolidado (MPNC).
- Porcentaje de cumplimiento del esquema operativo por tipo de operación y turno.
- Porcentaje de cumplimiento del programa de formación en operación de equipos mineros.
- Porcentaje de cumplimiento de actividades de desarrollo minero (construcción de diques, sistemas de rampas, entre otros).
- Cumplimiento en el suministro de diésel y lubricantes (litros).
- Cumplimiento suministro energía eléctrica (kw/h).
- Consumo diésel y lubricantes(lts).

Sin embargo, respecto a los indicadores de perforación y voladura, se resaltan los siguientes:

- **Índice de progreso:** Medición de la distancia o profundidad avanzada en la perforación por unidad de tiempo o jornada laboral.

$$IP = L/T$$

Donde se toma las variables:

IP: Índice de Progreso (m/h o m/jornada)

L: Longitud perforada (m)

T: Tiempo efectivo de perforación (h)



Evalúa el rendimiento del operador y equipo de perforación.

- **Densidad de perforación:** Número de taladros por metro lineal o área perforada, influenciando la distribución de explosivos y la calidad de fragmentación del material.

$$DP = Nt/A \quad \text{ó} \quad DP = Nt/L$$

Donde se toma las variables:

DP: Densidad de perforación (taladros/m² o taladros/m)

Nt: Número de taladros

A: Área perforada (m²)

L: Longitud del frente (m)

Influye en la eficiencia de voladura y fragmentación del macizo rocoso.

- **Eficacia en la carga de explosivos:** Relación entre la cantidad de explosivos utilizados y el volumen de material fragmentado, indicando la eficacia en la fragmentación.

$$ECE = Vr/Qe$$

Donde se toma las variables:

ECE: Eficacia de carga (m³/kg)

Vr: Volumen de roca fragmentada (m³)

Qe: Cantidad de explosivos cargados (kg)

Se busca optimizar para evitar desperdicio de explosivos.

- **Tiempo total de ciclo de perforación y voladura:** Desde la perforación de los taladros hasta la detonación de los explosivos y la limpieza del sitio.

$$TC = Tp + Tc + Tv$$

Donde se toma las variables:

TC: Tiempo total (h)

Tp: Tiempo de perforación

Tc: Tiempo de carga de explosivos

Tv: Tiempo de voladura



En este punto se identifican los cuellos de botella durante el proceso operativo.

- **Consumo específico de explosivos:** Cantidad de explosivos utilizados por unidad de volumen de roca fragmentada, midiendo la eficiencia en el uso de materiales explosivos.

$$CEE = Qe/Vr$$

Donde se toma las variables:

CEE: Consumo específico (kg/m³)

Qe: Explosivos utilizados (kg)

Vr: Volumen de roca fragmentada (m³)

Dado para el control de costos y eficiencia del diseño de carga.

- **Índice de calidad de fragmentación:** Evaluación de la calidad y tamaño de los fragmentos de roca producidos tras la voladura, crucial para la eficiencia de la excavación y carga.

– **Índice de Kuz-Ram (modelo empírico):**

$$\bar{X} = A \times \left(\frac{q}{d}\right)^B \times \left(\frac{S}{B}\right)^C$$

Donde se toma las variables:

$\bar{X}$: Tamaño medio de fragmento

q: Carga específica (kg/m³)

d: diámetro del taladro (mm)

S: espaciamiento (m)

B: burden o carga frontal (m)

A, B, C: constantes empíricas según el tipo de roca

A= 0,5 – 2,5, según tipo de roca.

B= 0,8 (según Kuznetsov).

C= -0,2 exponente de la relación burden y espaciamiento.

Una buena fragmentación reduce tiempos de carga y mejora el rendimiento de acarreo.



- **Costo por tonelada de material fragmentado:** Costos totales de voladura y perforación divididos por la cantidad de material extraído, ofreciendo una medida de eficiencia económica.

$$C = Ct/tm$$

Donde se toma las variables:

C: Costo por tonelada (\$/t)

Ct: Costo total de perforación y voladura (\$)

Tm: Toneladas de material volado

3.2.6 Método de explotación hundimiento por subniveles (SLC)

De acuerdo con KVAPIL (1992), el hundimiento de subniveles (SLC) es una técnica de minería a gran escala que aprovecha la gravedad para desplazar el mineral volado y la roca estéril. Al igual que otros métodos mineros, el hundimiento de subniveles tiene sus pros y sus contras, los cuales deben analizarse minuciosamente al diseñar y planificar una mina.

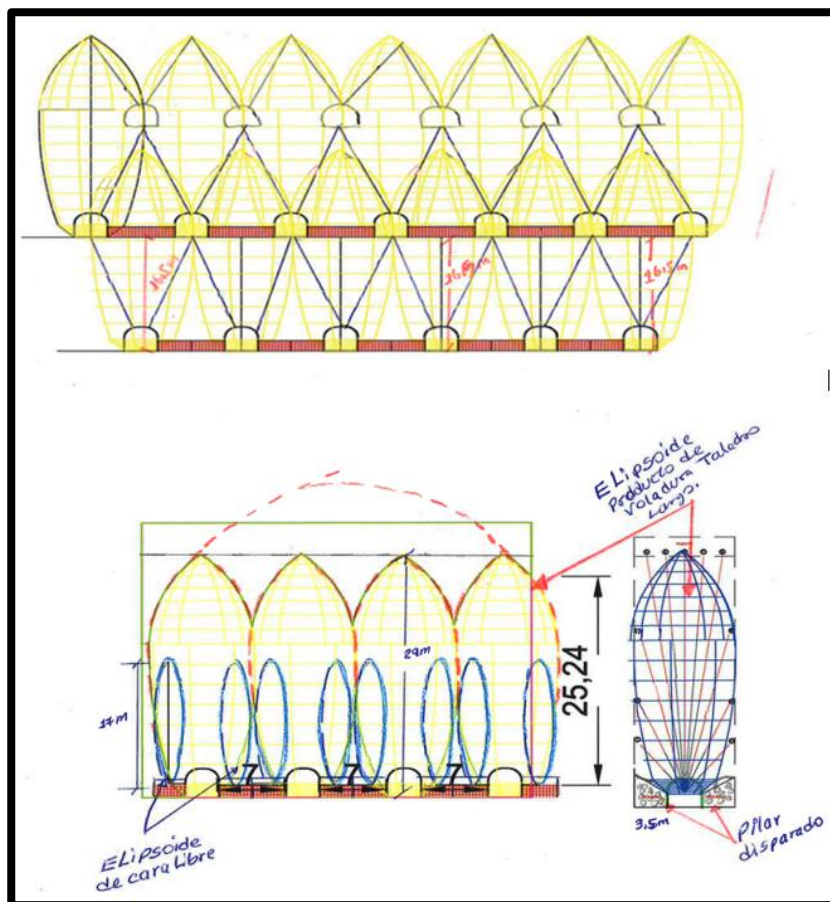


Figura 5 — Vista en perfil de sección y altura de minado.

Fuente: (KVAPIL, 1992)

El principal método en minado en Yauricocha es el hundimiento por subniveles que abarca el 84% de la producción. El método se aplica en la Mina central de los cuerpos de Antacaca, Rosaura y Esperanza de manera masiva y en Cachi Cachi, uno de los factores imprescindibles para la ejecución del método es el dimensionamiento del cuerpo mineral, las propiedades de las rocas y los flujos de agua presentes en la zona.

JAKUBEC ET AL. (2018), menciona que la técnica de hundimiento de subniveles ha sido una estrategia importante en la minería a gran escala durante el último siglo. Inicialmente empleada en minas de diamantes en Sudáfrica, este método ha evolucionado a lo largo del tiempo para abordar desafíos como la estrechez de las tuberías y la dificultad en el hundimiento de la kimberlita. En 1979, se introdujo el método SLC en las minas de Kimberley, con éxito demostrado en la tubería de kimberlita Koala en la mina Ekati. En otro contexto, en África, Gem Diamonds implementó la mina de diamantes Ghaghoo utilizando el método SLC, aunque en 2017 se puso en modo de cuidado y mantenimiento. Asimismo, se está trabajando en el desarrollo del método SLC debajo del Bloque 4 en la mina Finsch.

3.3 Marco conceptual

- **Hundimiento por subniveles (SLC):** Es un método de explotación subterránea usado en cuerpos masivos, donde el mineral se fragmenta por voladura en subniveles y cae por gravedad. Permite alta producción con bajo costo operativo, pero requiere un diseño preciso para evitar dilución. En Yauricocha, es el método principal aplicado al cuerpo Esperanza.
- **Geotecnia:** estudia las propiedades del suelo y la roca para asegurar estructuras estables. La geomecánica evalúa cómo responden estos materiales a esfuerzos y tensiones, siendo clave en la estabilidad de labores subterráneas.
- **Antecedentes geomecánicos:** Son los registros previos del comportamiento del macizo. Sirven para anticipar riesgos y ajustar diseños operativos.
- **Características litológicas:** Se refiere a los tipos de roca presentes, su dureza, textura y estructura. Estas influyen directamente en la respuesta del macizo frente a la voladura.
- **Clasificación geomecánica:** Permite categorizar la calidad de la roca. Define parámetros de sostenimiento, diseño de malla y seguridad operativa.



- **Análisis de estabilidad por esfuerzo:** Estudia cómo responde la roca al ser excavada o sometida a carga. Detecta zonas de riesgo y previene colapsos.
- **Malla de perforación:** Es el patrón de agujeros que se perforan para la voladura. Su diseño correcto garantiza buena fragmentación y eficiencia operativa.
- **Burden:** El burden es la distancia desde el taladro a la cara libre, permite el uso eficiente de explosivos.
- **Espaciamiento.** El espaciamiento es la separación entre taladros, se determina cuánta energía se necesita y cómo se fragmentará la roca.
- **Perforación:** Proceso de realizar taladros en la roca para introducir los explosivos.
- **voladura:** Fragmentación del macizo rocoso mediante explosivos colocados en los taladros.
- **Ancho de block:** Dimensión lateral del bloque a hundir; mayor ancho implica más volumen, pero más riesgo de dilución.
- **Factor de esponjamiento:** Incremento del volumen del material tras la voladura; afecta transporte y almacenamiento.
- **Volumen de elipsoide:** Volumen teórico del material que se hundirá en un disparo, usado para calcular perforaciones.
- **Taladro:** Orificio perforado en la roca donde se colocan los explosivos para ejecutar una voladura.
- **Número de taladros a cargar:** Taladros que se cargarán con explosivos para ejecutar la voladura.
- **Explosivo:** Sustancia química capaz de liberar gran cantidad de energía en forma de gases y calor, utilizada para fragmentar roca de manera controlada durante el proceso de voladura.
- **Costo:** Es el conjunto de gastos directos e indirectos necesarios para realizar una actividad minera, incluyendo mano de obra, insumos, equipos, energía, mantenimiento y servicios auxiliares.
- **Costos de perforación:** Es el gasto total asociado a la ejecución de taladros en la roca. Incluye insumos (barras, brocas), maquinaria, energía, mano de obra y mantenimiento del equipo de perforación.
- **Costo de voladura:** Es el gasto involucrado en la carga, iniciación y ejecución de la voladura. Comprende explosivos, accesorios (detonadores, mechas, cordones), personal, seguridad y supervisión.



- **Costo por tonelada de mineral extraído:** Valor económico necesario para extraer una tonelada útil de mineral.
- **Costo por unidad de producción:** Costo por cada unidad operativa producida (tonelada, metro cúbico, etc.).
- **Productividad:** Eficiencia en la extracción de material con relación al tiempo y recursos utilizados.
- **Tiempo de ciclo de producción:** Tiempo requerido para completar un ciclo desde perforación hasta acarreo.
- **Productividad del personal y equipos de trabajo:** Producción lograda en función al rendimiento humano y mecánico.
- **Tasa de utilización de maquinaria y equipos:** Porcentaje de uso efectivo del tiempo operativo de los equipos.
- **Producción mensual:** Cantidad total de material extraído durante un mes calendario.
- **Parámetros operacionales:** Condiciones técnicas que afectan directamente el rendimiento del proceso minero.
- **Rentabilidad:** Relación entre ingresos y costos, que mide el beneficio económico de la operación.
- **Optimización:** Proceso de mejora continua para reducir costos, aumentar productividad y eficiencia.



CAPÍTULO IV

METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

Tipo: Aplicada

Nivel: Explicativo

4.2 Diseño de la investigación

No experimental

4.3 Población y muestra

Es una investigación no probabilística, tipo intencional, seleccionando por conveniencia el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, por su actividad operativa, disponibilidad de datos y representatividad geomecánica.

4.4 Técnica e instrumentos

4.4.1 Técnica

Las técnicas utilizadas en esta investigación es la observación, basada en el análisis de los datos empíricos y registrados.

4.4.2 Instrumento

En esta tesis se utilizaron las siguientes herramientas de campo

- Libreta de notas.
- Planos de la minera.
- Informes de la perforación y voladura.
- Plan anual de los trabajos realizado en la minera.
- Softwares de minería (AutoCAD, Rs2, Dips, Deswik, JK SimBlast)

4.5 Estadístico de investigación

Una vez obtenida la información de campo, se realizaron análisis de datos de exploración para comprender el comportamiento de las variables en diferentes campos. A continuación, se detalla todo el proceso bajo el siguiente orden:

- Inspección de campo de los trabajos de perforación y voladura
- Determinación de las demoras operativas en el proceso

- Causa y consecuencia del problema
- Factores y parámetros en el diseño de perforación y voladura
- Aplicación del diseño propuesto
- Mejora en la optimización de costos y producción



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

5.1 Análisis de resultados

5.1.1 Características geomecánicas:

A partir del análisis de los antecedentes geomecánicos, características litológicas la clasificación geomecánica y su respectiva evaluación técnica del macizo rocoso, se determinarán las principales características geomecánicas como el RQD, RMR, resistencia a la compresión uniaxial, tipo y espaciado de discontinuidades, que servirán de base para el diseño adecuado de la malla de perforación y el sostenimiento en la zona de estudio.

5.1.1.1 Antecedentes geomecánicos

Para la extracción de mineral en el cuerpo Esperanza el minado por hundimiento por subniveles (SLC), el problema de estabilidad surgido es por varias ocurrencias durante la preparación y explotación de pisos superiores:

- La preparación de ventanas de extremo a extremo, considerando el cuerpo Distal son un aproximado de 133 m, el encampe que se tiene con respecto a la superficie es de 935,55 m en promedio.
- Actualmente en los pisos inferiores por la potencia minada y el encampe actual se presentan deformaciones en la masa rocosa, en los pilares y las deformaciones precipitados en las cimbras.
- En los pisos superiores, piso 11 nivel 1120 y piso 0 nivel 1070, se intermedieron las cimbras para el refuerzo de las ventanas en explotación, a pesar de ello no se recuperó en su totalidad el mineral.
- El costo de sostenimiento incremento por realizar el reforzamiento de las ventanas para mantener las secciones de la labor para continuar la explotación.



5.1.1.2 Características litológicas

A partir de la información obtenida de registros geológicos, mapeos geotécnicos, sondajes diamantinos existentes y el mapeo geomecánico de campo, se determina que los cuerpos mineralizados Esperanza presenta una orientación NW-SE. Además, se observa que las rocas que los rodean se encuentran encajadas, con el techo compuesto por roca intrusiva (granodiorita plutónica), mientras que hacia el piso se muestra el tipo de roca caliza y caliza recrystalizada, y en la zona del cuerpo mineralizado (mineral polimetálico como galena, calcopirita, smithsonita, missicotita, anglesita, argentojarosita), se muestra roca alterada y triturada por el mismo proceso de mineralización. Es importante durante la ejecución de las ventanas respetar el escudo de 5 m hacia el contacto del material intrusivo ya que el comportamiento geomecánico del intrusivo es roca de calidad V con un RMR promedio de 20,5, mayores detalles se muestra en la siguiente figura.

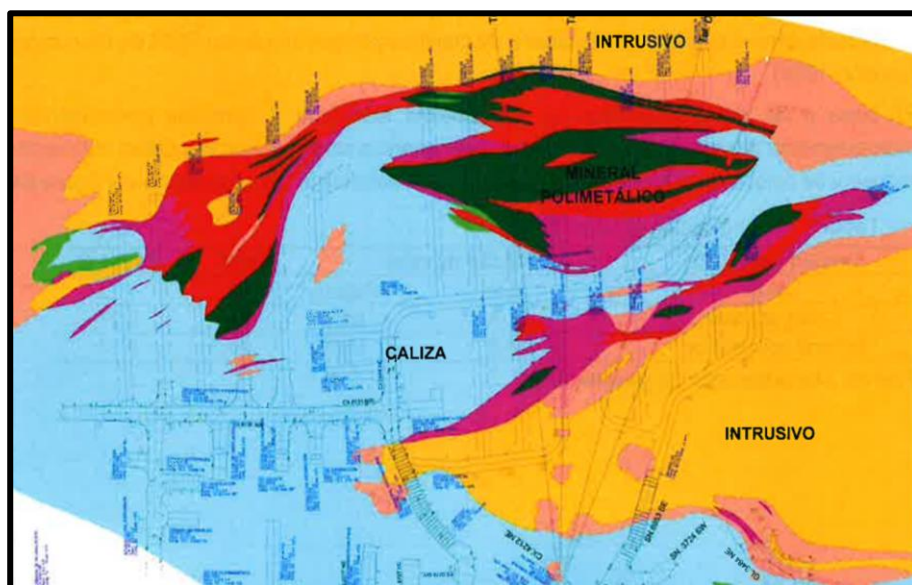


Figura 6 — Litología del nivel 1120 - cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAUICOCHA,2022)

- **Informe de perforación diamantina Esperanza Norte**

El objetivo de esta perforación es definir y ubicar con mayor exactitud el cuerpo mineralizado de Esperanza Norte II, del nivel 1070 dirigido al nivel 1120 piso 00. Se perfora desde la cámara CM 8421 NW.

acumulado en 02 taladros con un total de 189,75 m de perforación diamantina.

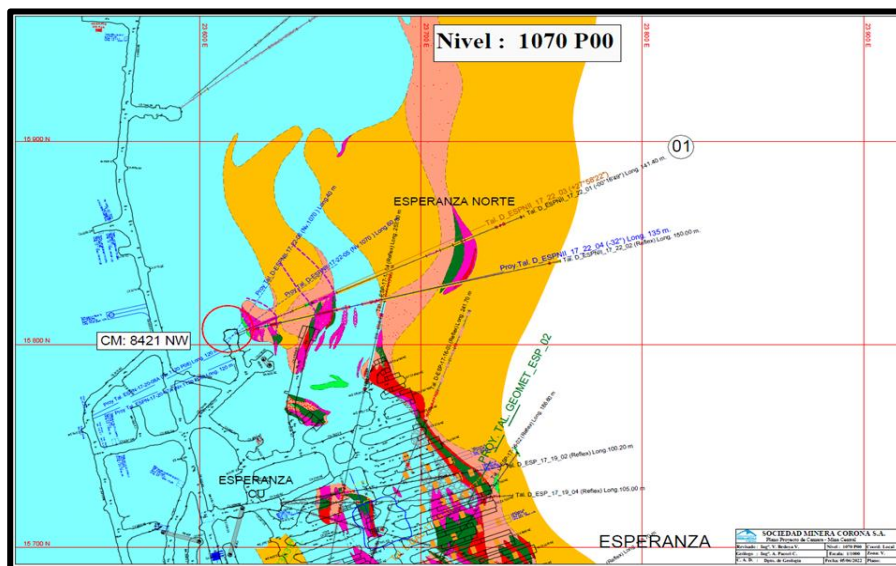


Figura 7 — Mapeo de perforación diamantina de cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAUICOCCHA, 2022).

Tabla 4 — Descripción de testigos de perforación diamantina

From	To	Meters	Ag-Oz/t	Pb (%)	Cu (%)	Zn (%)	Au (gpt)	Zone Name
6	19	13	10,89	4.9	3,07	16.15	0,19	Roca alterada + sulfuro polimetálico
35,5	36,5	0,95	4,17	0.62	0,68	3.63	1,21	Sulfuro polimetálico
36,5	37,4	0,9	4,19	0,27	3,51	0,53	0,66	Sulfuro de cobre
37,4	39	1,6	2,68	0.48	0,91	2,43	0,28	Roca alterada + sulfuro polimetálico
39	40	1	2,46	0,22	0,82	0,62	0,27	Roca alterada
40	47	7	3,23	3.93	0,90	9,2	0,16	Intrusivo alterado + sulfuro polimetálico

Fuente: (MINA YAUICOCCHA, 2022).

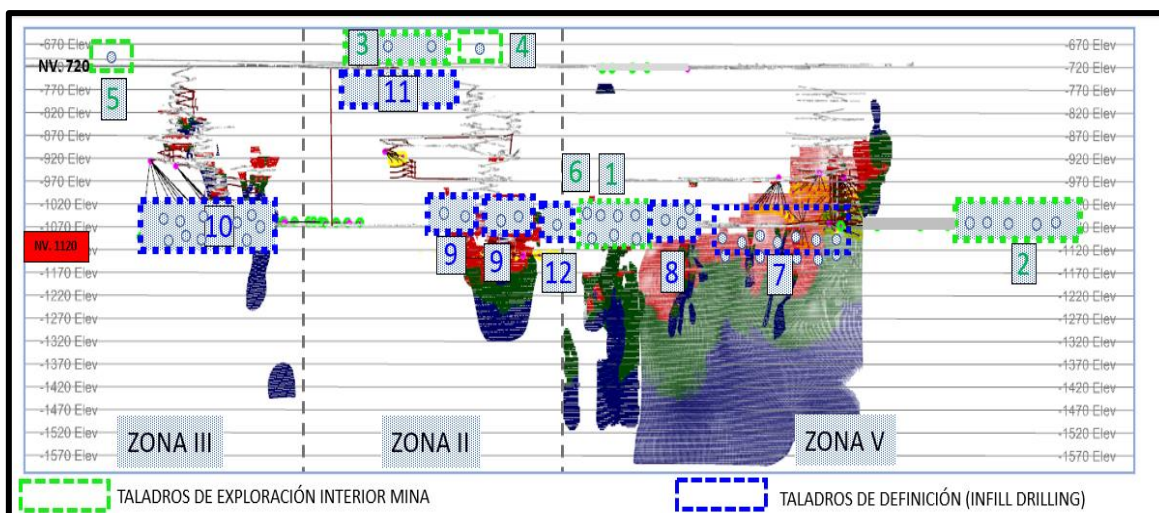


Figura 8 — Malla de perforación diamantina de cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022)

Tabla 5 — Programa perforación diamantina

	Infill Drilling	Budget DDH(M)	Ddh Adic.(M.)	Objetivo (TMS.)	Ejecutado (M.)	Recursos Min. Recategor. (TM.)
7	Rosaura	2 945		227 000	1 950	251 200
7	Antacaca	2 140		161 000	190	106 350
7	Antacaca Sur	3 965		205 000	3 882	188 200
8	Cuerpos Chicos	1 505		28 000	1 848	68 420
9	Esperanza (Norte I) y Esperanza	455	1 200	68 000	4 379	238 340
10	Cachi-Cachi	2 075		80 000	1 650	48 350
11	Fortuna		2 345	100 000	2 134	99 680
12	Mascota (Oxidos)		400		643	44 320
	TOTAL	13 085	3 945	869 000	16 676	1 034 860

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

Se programaron un total de 17 030 m para perforación diamantina en el año 2023, las cuales ayudaran a determinar las características geomecánicas y geológicas a partir de las muestras obtenidas.

Tabla 6 — Cantidad de metros perforados en perforación diamantina

Target - exploración	Budget ddh (m)	Ddh adic. (m.)	Objetivo (tm)	Ejecutado (m.)	Inversión (us\$)	Recursos min. Encontrados. (tm)	Retorno (us\$) - estimado	Tipo de mineral
Butz	800		35000	787	63908	24 210		Oxidos Ag-Pb
Violeta	700		20000	210	31642	7 890	1 351 936	Polimetálicos
Katty	900		32000	1 139	89790	8 728	4 100 028	Polimetálicos
Amoeba	1180		250000	1 740	147762	257 970		Oxidos Cu
Adrico Sur	2300		250000	1 398	113098			
Fortuna	1200	4820	100000	6 691	548558	584 162	98 051 156	Polimetálicos
Fortuna-Norte	855		45000	1 090	78375	27 472	3 369 998	Polimetálicos
Esperanza-N-II	480		30000	465	40560			
Prometida	1500		113000	0				
Butz-Brecha				421	34182	19 840	2 625 429	Polimetálicos
TOTAL	7080	7655	875000	13 941	114787 5	648 092	109 498 547	Solo Poli.

Fuente: (MINA YAUERICOCHA, 2022).

La tabla 6 muestra el programa de perforación diamantina, sus costos asociados y el resultado de tipo de mineral encontrados, siendo la mayoría polimetálico y teniendo una inversión de \$1 147 875.

5.1.1.3 Clasificación geomecánica

Se tomaron los datos en campo con el acompañamiento del área de Geomecánica, para clasificar el macizo rocoso, se tomaron como base los criterios propuestos por BIENIAWSKI (1989) a través del sistema Rock Mass Rating (RMR).

Además, para estimar la calidad de la roca (RQD), se utilizó la fórmula planteada por PRIEST Y HUDSON (1976, pp. 135-148), la cual solo requiere el registro lineal de todas las discontinuidades presentes (CURASMA, y otros, 2023).

Tabla 7 — Condición estructural de las discontinuidades en la caja piso

Parámetro	Dominio estructural			Unidad
	Caliza	Contacto piso	Mineral	
Espaciamiento	< 0.06	< 0.06	< 0.06	m
Persistencia	3 – 10 m	3 – 10 m	10 – 20 m	M
Apertura	0.1 – 1.0 mm	< 0.1 mm	< 0.1 mm	Mm
Rugosidad	Lig. Rugosa	Suave	Suave	-
Relleno	Duro > 5 mm	Suave < 5 mm	Suave > 5 mm	-
Alteración	Mod. Alterada	Muy alterada	Muy alterada	-
Cond. De agua	Húmedo	Húmedo	Húmedo	-

Fuente: (CORONA,2023)

Tabla 8 — Condición estructural de las discontinuidades en la caja techo

Parámetro	Dominio estructural		Unidad
	Contacto techo	Intrusivo	
Espaciamiento	< 0.06	0.06 a 0.2	M
Persistencia	10 – 20 m	3 – 10 m	M
Apertura	1 – 5 mm	1 – 5 mm	Mm
Rugosidad	Suave	Lig. rugosa	-
Relleno	Suave > 5 mm	Suave > 5 mm	-
Alteración	Muy alterada	Muy alterada	-
Condiciones de agua	Goteo	Goteo	-

Fuente: (CORONA,2023)

La tabla 7 y 8 son datos obtenidos en campo de acuerdo con los mapeos y reconocimiento insitu del macizo rocoso estudiado, en este caso las rocas encajonates, el cuerpo mineralizado, encontrando 05 unidades geotécnicas. A continuación, se utilizan las siguientes tablas para la valoración del RMR, del macizo rocoso realizado en campo y ajustado en gabinete de acuerdo con BIENIASWSKI (1989).

Repositorio Institucional - UNAMBA Perú

Fuente: (BIENIASWKI,1989)

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR																																																																																			
(Bieniaswski, 1989)																																																																																			
VALORACIÓN RMR																																																																																			
Proyecto : EXPLOTACIÓN SLC Cliente : SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. Tipo de Roca : MINERAL POLIMETALICO. Estación : 003 Labor : CX.2986 NE Nivel : 1120 Piso : 11																																																																																			
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																			
RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA (Mpa)	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Este valor se ha determinado usando:</th> </tr> <tr> <td>Ensayo de laboratorio (compresión simple)</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Ensayo de laboratorio (carga puntual)</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Martillo Schmidt sobre testigo</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Tablas (*)</td> <td style="text-align: center;">x</td> </tr> </table>								Este valor se ha determinado usando:		Ensayo de laboratorio (compresión simple)	0	Ensayo de laboratorio (carga puntual)	0	Martillo Schmidt sobre testigo	0	Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso	0	Tablas (*)	x	PUNTAJE ADOPTADO	7																																																													
	Este valor se ha determinado usando:																																																																																		
	Ensayo de laboratorio (compresión simple)	0																																																																																	
	Ensayo de laboratorio (carga puntual)	0																																																																																	
Martillo Schmidt sobre testigo	0																																																																																		
Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso	0																																																																																		
Tablas (*)	x																																																																																		
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="4" style="background-color: #e0f7fa;">TABLA</th> </tr> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">Identificación (martillo de geólogo)</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">Rango Aproximado de Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">Calidad</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">Puntaje</th> </tr> <tr> <td>No rompe, solo saltan astillas</td> <td>> 250 Mpa</td> <td>Muy alta</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> <tr> <td>Rompe con muchos golpes</td> <td>250 - 100</td> <td>Alta</td> <td style="text-align: center;">12</td> </tr> <tr> <td>Rompe con más de un golpe</td> <td>100 - 50</td> <td>Media</td> <td style="text-align: center;">x 7</td> </tr> <tr> <td>Rompe con un golpe</td> <td>50 - 25</td> <td>Baja</td> <td style="text-align: center;">4</td> </tr> <tr> <td>Se identifica la punta</td> <td>25 - 5</td> <td></td> <td style="text-align: center;">2</td> </tr> <tr> <td>Se machaca con un golpe</td> <td>5 - 1</td> <td>Muy baja</td> <td style="text-align: center;">1</td> </tr> <tr> <td>Idem y se raya con la uña</td> <td>< 1</td> <td></td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> </table>								TABLA				Identificación (martillo de geólogo)	Rango Aproximado de Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)	Calidad	Puntaje	No rompe, solo saltan astillas	> 250 Mpa	Muy alta	15	Rompe con muchos golpes	250 - 100	Alta	12	Rompe con más de un golpe	100 - 50	Media	x 7	Rompe con un golpe	50 - 25	Baja	4	Se identifica la punta	25 - 5		2	Se machaca con un golpe	5 - 1	Muy baja	1	Idem y se raya con la uña	< 1		0																																								
TABLA																																																																																			
Identificación (martillo de geólogo)	Rango Aproximado de Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)	Calidad	Puntaje																																																																																
No rompe, solo saltan astillas	> 250 Mpa	Muy alta	15																																																																																
Rompe con muchos golpes	250 - 100	Alta	12																																																																																
Rompe con más de un golpe	100 - 50	Media	x 7																																																																																
Rompe con un golpe	50 - 25	Baja	4																																																																																
Se identifica la punta	25 - 5		2																																																																																
Se machaca con un golpe	5 - 1	Muy baja	1																																																																																
Idem y se raya con la uña	< 1		0																																																																																
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																			
RQD	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">VALOR</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>Muy mala</td> <td>0 a 25</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> <tr> <td>Mala</td> <td>25 a 50</td> <td style="text-align: center;">x 6</td> </tr> <tr> <td>Regular</td> <td>50 a 75</td> <td style="text-align: center;">13</td> </tr> <tr> <td>Buena</td> <td>75 a 90</td> <td style="text-align: center;">17</td> </tr> <tr> <td>Excelente</td> <td>90 a 100</td> <td style="text-align: center;">20</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	VALOR	PUNTAJE	Muy mala	0 a 25	3	Mala	25 a 50	x 6	Regular	50 a 75	13	Buena	75 a 90	17	Excelente	90 a 100	20	PUNTAJE ADOPTADO	6																																																							
	DESCRIPCIÓN	VALOR	PUNTAJE																																																																																
	Muy mala	0 a 25	3																																																																																
	Mala	25 a 50	x 6																																																																																
Regular	50 a 75	13																																																																																	
Buena	75 a 90	17																																																																																	
Excelente	90 a 100	20																																																																																	
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																			
SEPARACIÓN DE DIACLASAS	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">VALOR (m)</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>Muy separadas</td> <td>> 2.00</td> <td style="text-align: center;">20</td> </tr> <tr> <td>Separadas</td> <td>2.00 - 0.60</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> <tr> <td>Medianamente separadas</td> <td>0.60 - 0.20</td> <td style="text-align: center;">10</td> </tr> <tr> <td>Próximas</td> <td>0.20 - 0.06</td> <td style="text-align: center;">8</td> </tr> <tr> <td>Muy próximas</td> <td>< 0.06</td> <td style="text-align: center;">x 5</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	VALOR (m)	PUNTAJE	Muy separadas	> 2.00	20	Separadas	2.00 - 0.60	15	Medianamente separadas	0.60 - 0.20	10	Próximas	0.20 - 0.06	8	Muy próximas	< 0.06	x 5	PUNTAJE ADOPTADO	5																																																							
	DESCRIPCIÓN	VALOR (m)	PUNTAJE																																																																																
	Muy separadas	> 2.00	20																																																																																
	Separadas	2.00 - 0.60	15																																																																																
Medianamente separadas	0.60 - 0.20	10																																																																																	
Próximas	0.20 - 0.06	8																																																																																	
Muy próximas	< 0.06	x 5																																																																																	
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																			
ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Longitud de la discontinuidad</th> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Abertura (mm)</th> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Rugosidad</th> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Relleno</th> <th colspan="2" style="background-color: #e0f7fa;">Alteración</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">PUNTAJE ADOPTADO</th> </tr> <tr> <td>< 1 m</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td>Nada</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td>Muy rugosa</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td>Ninguno</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td>Inalterada</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td rowspan="5" style="text-align: center; vertical-align: middle;">7</td> </tr> <tr> <td>1 - 3 m</td> <td style="text-align: center;">4</td> <td>< 0.10</td> <td style="text-align: center;">x 5</td> <td>Rugosa</td> <td style="text-align: center;">5</td> <td>Duro (< 5 mm)</td> <td style="text-align: center;">4</td> <td>Ligeramente alterada</td> <td style="text-align: center;">5</td> </tr> <tr> <td>3 - 10 m</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td>0.10 - 1</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td>Ligeramente rugosa</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td>Duro (> 5 mm)</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td>Moderadamente alterada</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> <tr> <td>10 - 20 m</td> <td style="text-align: center;">x 1</td> <td>1 - 5</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td>Ondulada</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td>Blando (<5mm)</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td>Muy alterada</td> <td style="text-align: center;">x 1</td> </tr> <tr> <td>> 20 m</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td>> 5</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td>Suave</td> <td style="text-align: center;">x 0</td> <td>Blando (>5mm)</td> <td style="text-align: center;">x 0</td> <td>Descompuesta</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td colspan="2"></td> <td style="text-align: center;">1</td> <td></td> <td style="text-align: center;">5</td> <td></td> <td style="text-align: center;">0</td> <td></td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td></td> </tr> </table>								Longitud de la discontinuidad		Abertura (mm)		Rugosidad		Relleno		Alteración		PUNTAJE ADOPTADO	< 1 m	6	Nada	6	Muy rugosa	6	Ninguno	6	Inalterada	6	7	1 - 3 m	4	< 0.10	x 5	Rugosa	5	Duro (< 5 mm)	4	Ligeramente alterada	5	3 - 10 m	2	0.10 - 1	3	Ligeramente rugosa	3	Duro (> 5 mm)	2	Moderadamente alterada	3	10 - 20 m	x 1	1 - 5	1	Ondulada	1	Blando (<5mm)	2	Muy alterada	x 1	> 20 m	0	> 5	0	Suave	x 0	Blando (>5mm)	x 0	Descompuesta	0			1		5		0		0	1			
	Longitud de la discontinuidad		Abertura (mm)		Rugosidad		Relleno		Alteración		PUNTAJE ADOPTADO																																																																								
	< 1 m	6	Nada	6	Muy rugosa	6	Ninguno	6	Inalterada	6	7																																																																								
	1 - 3 m	4	< 0.10	x 5	Rugosa	5	Duro (< 5 mm)	4	Ligeramente alterada	5																																																																									
3 - 10 m	2	0.10 - 1	3	Ligeramente rugosa	3	Duro (> 5 mm)	2	Moderadamente alterada	3																																																																										
10 - 20 m	x 1	1 - 5	1	Ondulada	1	Blando (<5mm)	2	Muy alterada	x 1																																																																										
> 20 m	0	> 5	0	Suave	x 0	Blando (>5mm)	x 0	Descompuesta	0																																																																										
		1		5		0		0	1																																																																										
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																			
FLUJO DE AGUA	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">ESTADO GENERAL</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>SECO</td> <td>0</td> <td>Nulo</td> <td>SECO</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> <tr> <td>LIGERAMENTE HÚMEDO</td> <td>0 - 0.1</td> <td>< 10 lt/min</td> <td>LIGERAMENTE HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">10</td> </tr> <tr> <td>HÚMEDO</td> <td>0.1 - 0.2</td> <td>10-25 lt/min</td> <td>HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">x 7</td> </tr> <tr> <td>GOTEANDO</td> <td>0.2 - 0.5</td> <td>25-125 lt/min</td> <td>GOTEANDO</td> <td style="text-align: center;">4</td> </tr> <tr> <td>FLUYENDO</td> <td>> 0.5</td> <td>>125 lt/min</td> <td>AGUA FLUYENDO</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR	CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL	ESTADO GENERAL	PUNTAJE	SECO	0	Nulo	SECO	15	LIGERAMENTE HÚMEDO	0 - 0.1	< 10 lt/min	LIGERAMENTE HÚMEDO	10	HÚMEDO	0.1 - 0.2	10-25 lt/min	HÚMEDO	x 7	GOTEANDO	0.2 - 0.5	25-125 lt/min	GOTEANDO	4	FLUYENDO	> 0.5	>125 lt/min	AGUA FLUYENDO	0	PUNTAJE ADOPTADO	7																																											
	DESCRIPCIÓN	RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR	CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL	ESTADO GENERAL	PUNTAJE																																																																														
	SECO	0	Nulo	SECO	15																																																																														
	LIGERAMENTE HÚMEDO	0 - 0.1	< 10 lt/min	LIGERAMENTE HÚMEDO	10																																																																														
HÚMEDO	0.1 - 0.2	10-25 lt/min	HÚMEDO	x 7																																																																															
GOTEANDO	0.2 - 0.5	25-125 lt/min	GOTEANDO	4																																																																															
FLUYENDO	> 0.5	>125 lt/min	AGUA FLUYENDO	0																																																																															
CORRECCIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (F)																																																																																			
	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">☒ Túneles</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">☐ Cimentaciones</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">☐ Taludes</th> </tr> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;"></th> <th style="background-color: #e0f7fa;">FALSO</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">FALSO</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">VERDADERO</th> </tr> <tr> <td>Muy favorables</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Favorables</td> <td style="text-align: center;">-2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> </tr> <tr> <td>Medias</td> <td style="text-align: center;">x -5</td> <td style="text-align: center;">-7</td> <td style="text-align: center;">-25</td> </tr> <tr> <td>Desfavorables</td> <td style="text-align: center;">-10</td> <td style="text-align: center;">-15</td> <td style="text-align: center;">-50</td> </tr> <tr> <td>Muy desfavorables</td> <td style="text-align: center;">-12</td> <td style="text-align: center;">-25</td> <td style="text-align: center;">-60</td> </tr> <tr> <td></td> <td></td> <td></td> <td style="text-align: center;">-25</td> </tr> </table>								DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	☒ Túneles	☐ Cimentaciones	☐ Taludes		FALSO	FALSO	VERDADERO	Muy favorables	0	0	0	Favorables	-2	-2	-2	Medias	x -5	-7	-25	Desfavorables	-10	-15	-50	Muy desfavorables	-12	-25	-60				-25	PUNTAJE	-5																																									
	DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	☒ Túneles	☐ Cimentaciones	☐ Taludes																																																																															
		FALSO	FALSO	VERDADERO																																																																															
	Muy favorables	0	0	0																																																																															
Favorables	-2	-2	-2																																																																																
Medias	x -5	-7	-25																																																																																
Desfavorables	-10	-15	-50																																																																																
Muy desfavorables	-12	-25	-60																																																																																
			-25																																																																																
CLASIFICACIÓN RMR																																																																																			
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">CLASE</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">I</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">II</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">III</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">IV</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">V</th> </tr> <tr> <th style="background-color: #e0f7fa;">CALIDAD</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">MUY BUENA</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">BUENA</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">MEDIA</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">MALA</th> <th style="background-color: #e0f7fa;">MUY MALA</th> </tr> <tr> <td>PUNTAJACIÓN</td> <td style="text-align: center;">100-81</td> <td style="text-align: center;">80-61</td> <td style="text-align: center;">60-41</td> <td style="text-align: center;">x 40-21</td> <td style="text-align: center;">< 20</td> </tr> <tr> <td>COHESIÓN (Kg/cm²)</td> <td style="text-align: center;">> 4</td> <td style="text-align: center;">3 - 4</td> <td style="text-align: center;">2 - 3</td> <td style="text-align: center;">1 - 2</td> <td style="text-align: center;">< 1</td> </tr> <tr> <td>FRICCIÓN (φ)</td> <td style="text-align: center;">> 45</td> <td style="text-align: center;">35 - 45</td> <td style="text-align: center;">25 - 35</td> <td style="text-align: center;">15 - 25</td> <td style="text-align: center;">< 15</td> </tr> </table>								CLASE	I	II	III	IV	V	CALIDAD	MUY BUENA	BUENA	MEDIA	MALA	MUY MALA	PUNTAJACIÓN	100-81	80-61	60-41	x 40-21	< 20	COHESIÓN (Kg/cm ²)	> 4	3 - 4	2 - 3	1 - 2	< 1	FRICCIÓN (φ)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15	Valor del RMR Ajustado		27																																											
CLASE	I	II	III	IV	V																																																																														
CALIDAD	MUY BUENA	BUENA	MEDIA	MALA	MUY MALA																																																																														
PUNTAJACIÓN	100-81	80-61	60-41	x 40-21	< 20																																																																														
COHESIÓN (Kg/cm ²)	> 4	3 - 4	2 - 3	1 - 2	< 1																																																																														
FRICCIÓN (φ)	> 45	35 - 45	25 - 35	15 - 25	< 15																																																																														
								Correlaciones del RMR																																																																											
								Cohesión (C)	1.4	Kg/cm																																																																									
								Angulo de fricción	22.2	°																																																																									
(Valores propuestos por Bieniaswski)																																																																																			

Figura 10 — Formato de valoración RMR, unidad geotécnica 03

Fuente: (BIENIASWKI,1989)

CLASIFICACIÓN GEOMECÁNICA RMR (Bieniaswski, 1989)																																																																																		
VALORACIÓN RMR																																																																																		
Proyecto : EXPLOTACIÓN SLC Cliente : SOCIEDAD MINERA CORONA S.A. Tipo de Roca : Contacto techo. Estación : 0004 Labor : CX.2986 NE Nivel : 1120 Piso : 11																																																																																		
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																		
RESISTENCIA DE LA MATRIZ ROCOSA (Mpa)	Este valor se ha determinado usando: <table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr><td>Ensayo de laboratorio (compresión simple)</td><td style="text-align: center;">0</td></tr> <tr><td>Ensayo de laboratorio (carga puntual)</td><td style="text-align: center;">0</td></tr> <tr><td>Martillo Schmidt sobre testigo</td><td style="text-align: center;">0</td></tr> <tr><td>Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso</td><td style="text-align: center;">0</td></tr> <tr><td>Tablas (*)</td><td style="text-align: center;">X</td></tr> </table>								Ensayo de laboratorio (compresión simple)	0	Ensayo de laboratorio (carga puntual)	0	Martillo Schmidt sobre testigo	0	Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso	0	Tablas (*)	X	PUNTAJE ADOPTADO																																																															
	Ensayo de laboratorio (compresión simple)	0																																																																																
	Ensayo de laboratorio (carga puntual)	0																																																																																
	Martillo Schmidt sobre testigo	0																																																																																
	Martillo Schmidt sobre afloramiento rocoso	0																																																																																
	Tablas (*)	X																																																																																
									4																																																																									
	TABLA																																																																																	
	Identificación (martillo de geólogo)		Rango Aproximado de Resistencia a la Compresión Simple (Mpa)		Calidad	Puntaje																																																																												
	No rompe, solo saltan astillas		> 250 Mpa		Muy alta	0	15																																																																											
Rompe con muchos golpes		250 - 100		Alta	0	12																																																																												
Rompe con más de un golpe		100 - 50		Media	0	7																																																																												
Rompe con un golpe		50 - 25		Baja	X	4																																																																												
Se identifica la punta		25 - 5			0	2																																																																												
Se machaca con un golpe		5 - 1		Muy baja	0	1																																																																												
Idem y se raya con la uña		< 1			0	0																																																																												
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																		
ROD	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="text-align: center;">VALOR</th> <th style="text-align: center;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>Muy mala</td> <td style="text-align: center;">0 a 25</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> <tr> <td>Mala</td> <td style="text-align: center;">25 a 50</td> <td style="text-align: center;">X 6</td> </tr> <tr> <td>Regular</td> <td style="text-align: center;">50 a 75</td> <td style="text-align: center;">13</td> </tr> <tr> <td>Buena</td> <td style="text-align: center;">75 a 90</td> <td style="text-align: center;">17</td> </tr> <tr> <td>Excelente</td> <td style="text-align: center;">90 a 100</td> <td style="text-align: center;">20</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	VALOR	PUNTAJE	Muy mala	0 a 25	3	Mala	25 a 50	X 6	Regular	50 a 75	13	Buena	75 a 90	17	Excelente	90 a 100	20	PUNTAJE ADOPTADO																																																							
	DESCRIPCIÓN	VALOR	PUNTAJE																																																																															
	Muy mala	0 a 25	3																																																																															
	Mala	25 a 50	X 6																																																																															
	Regular	50 a 75	13																																																																															
	Buena	75 a 90	17																																																																															
	Excelente	90 a 100	20																																																																															
								6																																																																										
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																		
SEPARACIÓN DE DIACLASAS	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="text-align: center;">VALOR (m)</th> <th style="text-align: center;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>Muy separadas</td> <td style="text-align: center;">> 2.00</td> <td style="text-align: center;">20</td> </tr> <tr> <td>Separadas</td> <td style="text-align: center;">2.00 - 0.60</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> <tr> <td>Medianamente separadas</td> <td style="text-align: center;">0.60 - 0.20</td> <td style="text-align: center;">10</td> </tr> <tr> <td>Próximas</td> <td style="text-align: center;">0.20 - 0.06</td> <td style="text-align: center;">8</td> </tr> <tr> <td>Muy próximas</td> <td style="text-align: center;">< 0.06</td> <td style="text-align: center;">X 5</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	VALOR (m)	PUNTAJE	Muy separadas	> 2.00	20	Separadas	2.00 - 0.60	15	Medianamente separadas	0.60 - 0.20	10	Próximas	0.20 - 0.06	8	Muy próximas	< 0.06	X 5	PUNTAJE ADOPTADO																																																							
	DESCRIPCIÓN	VALOR (m)	PUNTAJE																																																																															
	Muy separadas	> 2.00	20																																																																															
	Separadas	2.00 - 0.60	15																																																																															
	Medianamente separadas	0.60 - 0.20	10																																																																															
	Próximas	0.20 - 0.06	8																																																																															
Muy próximas	< 0.06	X 5																																																																																
								5																																																																										
VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																		
ESTADO DE LAS DISCONTINUIDADES	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">Longitud de la discontinuidad</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">Abertura (mm)</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">Rugosidad</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">Relleno</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">Alteración</th> <th style="text-align: center;">PUNTAJE ADOPTADO</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">< 1 m</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td style="text-align: center;">Nada</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td style="text-align: center;">Muy rugosa</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td style="text-align: center;">Ninguno</td> <td style="text-align: center;">6</td> <td style="text-align: center;">Inalterada</td> <td style="text-align: center;">6</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">1 - 3 m</td> <td style="text-align: center;">4</td> <td style="text-align: center;">< 0.10</td> <td style="text-align: center;">5</td> <td style="text-align: center;">Rugosa</td> <td style="text-align: center;">5</td> <td style="text-align: center;">Duro (< 5 mm)</td> <td style="text-align: center;">4</td> <td style="text-align: center;">Ligeramente alterada</td> <td style="text-align: center;">5</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">3 - 10 m</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td style="text-align: center;">0.10 - 1</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">Ligeramente rugosa</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">Duro (> 5 mm)</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td style="text-align: center;">Moderadamente alterada</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">10 - 20 m</td> <td style="text-align: center;">X 1</td> <td style="text-align: center;">1 - 5</td> <td style="text-align: center;">X 1</td> <td style="text-align: center;">Ondulada</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">Blando (<5mm)</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td style="text-align: center;">Muy alterada</td> <td style="text-align: center;">3</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">> 20 m</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">> 5</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">Suave</td> <td style="text-align: center;">X 0</td> <td style="text-align: center;">Blando (>5mm)</td> <td style="text-align: center;">X 0</td> <td style="text-align: center;">Descompuesta</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center;">1</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">1</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">0</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">0</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">1</td> <td></td> </tr> </table>								Longitud de la discontinuidad		Abertura (mm)		Rugosidad		Relleno		Alteración		PUNTAJE ADOPTADO	< 1 m	6	Nada	6	Muy rugosa	6	Ninguno	6	Inalterada	6	1 - 3 m	4	< 0.10	5	Rugosa	5	Duro (< 5 mm)	4	Ligeramente alterada	5	3 - 10 m	2	0.10 - 1	3	Ligeramente rugosa	3	Duro (> 5 mm)	2	Moderadamente alterada	3	10 - 20 m	X 1	1 - 5	X 1	Ondulada	1	Blando (<5mm)	2	Muy alterada	3	> 20 m	0	> 5	0	Suave	X 0	Blando (>5mm)	X 0	Descompuesta	0	1		1		0		0		1			PUNTAJE ADOPTADO	
	Longitud de la discontinuidad		Abertura (mm)		Rugosidad		Relleno		Alteración		PUNTAJE ADOPTADO																																																																							
	< 1 m	6	Nada	6	Muy rugosa	6	Ninguno	6	Inalterada	6																																																																								
	1 - 3 m	4	< 0.10	5	Rugosa	5	Duro (< 5 mm)	4	Ligeramente alterada	5																																																																								
	3 - 10 m	2	0.10 - 1	3	Ligeramente rugosa	3	Duro (> 5 mm)	2	Moderadamente alterada	3																																																																								
	10 - 20 m	X 1	1 - 5	X 1	Ondulada	1	Blando (<5mm)	2	Muy alterada	3																																																																								
	> 20 m	0	> 5	0	Suave	X 0	Blando (>5mm)	X 0	Descompuesta	0																																																																								
	1		1		0		0		1																																																																									
									3																																																																									
	VALORACIÓN DE PARÁMETROS																																																																																	
FLUJO DE AGUA	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">DESCRIPCIÓN</th> <th style="text-align: center;">RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR</th> <th style="text-align: center;">CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL</th> <th style="text-align: center;">ESTADO GENERAL</th> <th style="text-align: center;">PUNTAJE</th> </tr> <tr> <td>SECO</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">Nulo</td> <td style="text-align: center;">SECO</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> <tr> <td>LIGERAMENTE HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">0 - 0.1</td> <td style="text-align: center;">< 10 lt/min</td> <td style="text-align: center;">LIGERAMENTE HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">10</td> </tr> <tr> <td>HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">0.1 - 0.2</td> <td style="text-align: center;">10-25 lt/min</td> <td style="text-align: center;">HÚMEDO</td> <td style="text-align: center;">7</td> </tr> <tr> <td>GOTEANDO</td> <td style="text-align: center;">0.2 - 0.5</td> <td style="text-align: center;">25-125lt/min</td> <td style="text-align: center;">GOTEANDO</td> <td style="text-align: center;">X 4</td> </tr> <tr> <td>FLUYENDO</td> <td style="text-align: center;">> 0.5</td> <td style="text-align: center;">>125 lt/min</td> <td style="text-align: center;">AGUA FLUYENDO</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> </table>								DESCRIPCIÓN	RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR	CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL	ESTADO GENERAL	PUNTAJE	SECO	0	Nulo	SECO	15	LIGERAMENTE HÚMEDO	0 - 0.1	< 10 lt/min	LIGERAMENTE HÚMEDO	10	HÚMEDO	0.1 - 0.2	10-25 lt/min	HÚMEDO	7	GOTEANDO	0.2 - 0.5	25-125lt/min	GOTEANDO	X 4	FLUYENDO	> 0.5	>125 lt/min	AGUA FLUYENDO	0	PUNTAJE ADOPTADO																																											
	DESCRIPCIÓN	RELACIÓN: PRESIÓN DE AGUA/TENSIÓN PRINCIPAL MAYOR	CAUDAL POR 10 m DE TÚNEL	ESTADO GENERAL	PUNTAJE																																																																													
	SECO	0	Nulo	SECO	15																																																																													
	LIGERAMENTE HÚMEDO	0 - 0.1	< 10 lt/min	LIGERAMENTE HÚMEDO	10																																																																													
	HÚMEDO	0.1 - 0.2	10-25 lt/min	HÚMEDO	7																																																																													
	GOTEANDO	0.2 - 0.5	25-125lt/min	GOTEANDO	X 4																																																																													
FLUYENDO	> 0.5	>125 lt/min	AGUA FLUYENDO	0																																																																														
								4																																																																										
								VALOR RMR BASICO																																																																										
								22																																																																										
CORRECCIÓN POR LA ORIENTACIÓN DE LAS DISCONTINUIDADES (F)																																																																																		
	<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th rowspan="2" style="text-align: center;">DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">☒ Túneles</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">☐ Cimentaciones</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">☐ Taludes</th> </tr> <tr> <th colspan="2" style="text-align: center;">FALSO</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">FALSO</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">VERDADERO</th> </tr> <tr> <td>Muy favorables</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> <td style="text-align: center;">0</td> </tr> <tr> <td>Favorables</td> <td style="text-align: center;">X -2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> <td style="text-align: center;">-2</td> </tr> <tr> <td>Medias</td> <td style="text-align: center;">-5</td> <td style="text-align: center;">-7</td> <td style="text-align: center;">-7</td> <td style="text-align: center;">-25</td> <td style="text-align: center;">-25</td> </tr> <tr> <td>Desfavorables</td> <td style="text-align: center;">-10</td> <td style="text-align: center;">-15</td> <td style="text-align: center;">-15</td> <td style="text-align: center;">-50</td> <td style="text-align: center;">-50</td> </tr> <tr> <td>Muy desfavorables</td> <td style="text-align: center;">-12</td> <td style="text-align: center;">-25</td> <td style="text-align: center;">-25</td> <td style="text-align: center;">-60</td> <td style="text-align: center;">-60</td> </tr> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center;">-12</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">-25</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">-25</td> </tr> </table>								DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	☒ Túneles		☐ Cimentaciones		☐ Taludes		FALSO		FALSO		VERDADERO		Muy favorables	0	0	0	0	0	Favorables	X -2	-2	-2	-2	-2	Medias	-5	-7	-7	-25	-25	Desfavorables	-10	-15	-15	-50	-50	Muy desfavorables	-12	-25	-25	-60	-60	-12		-25		-25		PUNTAJE																								
	DIRECCIÓN Y BUZAMIENTO	☒ Túneles		☐ Cimentaciones		☐ Taludes																																																																												
		FALSO		FALSO		VERDADERO																																																																												
	Muy favorables	0	0	0	0	0																																																																												
	Favorables	X -2	-2	-2	-2	-2																																																																												
	Medias	-5	-7	-7	-25	-25																																																																												
	Desfavorables	-10	-15	-15	-50	-50																																																																												
	Muy desfavorables	-12	-25	-25	-60	-60																																																																												
	-12		-25		-25																																																																													
									-2																																																																									
CLASIFICACIÓN RMR																																																																																		
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <th style="text-align: center;">CLASE</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">I</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">II</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">III</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">IV</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">V</th> </tr> <tr> <th style="text-align: center;">CALIDAD</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">MUY BUENA</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">BUENA</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">MEDIA</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">MALA</th> <th colspan="2" style="text-align: center;">MUY MALA</th> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">PUNTAJACIÓN</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">100-81</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">80-61</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">60-41</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">40-21</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">< 20</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">COHESIÓN (Kg/cm²)</td> <td style="text-align: center;">></td> <td style="text-align: center;">4</td> <td style="text-align: center;">3</td> <td style="text-align: center;">- 4</td> <td style="text-align: center;">2</td> <td style="text-align: center;">- 3</td> <td style="text-align: center;">1</td> <td style="text-align: center;">- 2</td> <td style="text-align: center;"><</td> <td style="text-align: center;">1</td> </tr> <tr> <td style="text-align: center;">FRICCIÓN (φ)</td> <td style="text-align: center;">></td> <td style="text-align: center;">45</td> <td style="text-align: center;">35</td> <td style="text-align: center;">- 45</td> <td style="text-align: center;">25</td> <td style="text-align: center;">- 35</td> <td style="text-align: center;">15</td> <td style="text-align: center;">- 25</td> <td style="text-align: center;"><</td> <td style="text-align: center;">15</td> </tr> </table>										CLASE	I		II		III		IV		V		CALIDAD	MUY BUENA		BUENA		MEDIA		MALA		MUY MALA		PUNTAJACIÓN	100-81		80-61		60-41		40-21		< 20		COHESIÓN (Kg/cm²)	>	4	3	- 4	2	- 3	1	- 2	<	1	FRICCIÓN (φ)	>	45	35	- 45	25	- 35	15	- 25	<	15																		
CLASE	I		II		III		IV		V																																																																									
CALIDAD	MUY BUENA		BUENA		MEDIA		MALA		MUY MALA																																																																									
PUNTAJACIÓN	100-81		80-61		60-41		40-21		< 20																																																																									
COHESIÓN (Kg/cm²)	>	4	3	- 4	2	- 3	1	- 2	<	1																																																																								
FRICCIÓN (φ)	>	45	35	- 45	25	- 35	15	- 25	<	15																																																																								
<table border="1" style="width: 100%; border-collapse: collapse;"> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center; background-color: #e0f0ff;">Valor del RMR Ajustado</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">20</td> </tr> <tr> <td colspan="4" style="text-align: center; background-color: #e0f0ff;">Correlaciones del RMR</td> </tr> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center;">Cohesión (C)</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">1.5 Kg/cm</td> </tr> <tr> <td colspan="2" style="text-align: center;">Ángulo de fricción</td> <td colspan="2" style="text-align: center;">20.8 °</td> </tr> <tr> <td colspan="4" style="text-align: center; font-size: small;">(Valores propuestos por Bieniaswski)</td> </tr> </table>										Valor del RMR Ajustado		20		Correlaciones del RMR				Cohesión (C)		1.5 Kg/cm		Ángulo de fricción		20.8 °		(Valores propuestos por Bieniaswski)																																																								
Valor del RMR Ajustado		20																																																																																
Correlaciones del RMR																																																																																		
Cohesión (C)		1.5 Kg/cm																																																																																
Ángulo de fricción		20.8 °																																																																																
(Valores propuestos por Bieniaswski)																																																																																		

Figura 11 — Formato de valoración RMR, unidad geotécnica 04

Fuente: (BIENIASWIKI,1989)

Tabla 9 — Clasificación geomecánica de la masa rocosa

Dominio estructural	Rango	Promedio RMR	Promedio Índice Q
Caliza (UG 01)	42 - 47	44,5	1,06
Contacto piso (UG 02)	32 - 39	35,5	0,39
Mineral (UG 03)	23 - 26	24,5	0,11
Contacto techo (UG 04)	19 - 22	20,5	0,07
Intrusivo (UG 05)	39 - 44	41,5	0,76

a) Propiedades físicas, elásticas y mecánicas de la roca intacta

La Tabla 9 muestra las propiedades físicas correspondientes a cada dominio estructural, las cuales se obtuvieron a partir del análisis de muestras de roca que fueron posteriormente enviadas al laboratorio. En dicho laboratorio, las muestras fueron evaluadas mediante ensayos para determinar sus constantes elásticas, resistencia al corte directo y resistencia a la compresión triaxial. Todos estos ensayos se realizaron conforme a los procedimientos y estándares especificados por las normas ASTM.

Tabla 10 — Ensayo de propiedades físicas

Dominio estructural	Densidad (g/cc)	Porosidad aparente (%)	Módulo de elasticidad (GPa)	Peso específico aparente (KN/m3)	Constante de Poisson	Resistencia compresiva no confinada (MPa)
	Seca	Húmeda				
Caliza	2,64	2,65	25,90	1,00	12,0	0,25
Contacto piso	2,70	2,71	26,49	1,83	10,0	0,30
Mineral	4,05	4,10	39,73	5,24	2,8	0,36
Contacto techo	2,61	2,64	25,60	2,82	10,0	0,30
Intrusivo	2,66	2,67	26,09	1,36	16,0	0,25

Fuente: (CURASMA,2023)

La densidad obtenida para la caliza se encuentra en el rango de 2,61 a 2,67 t/m³, intrusivo de 2,62 a 2,70 t/m³, mineral de 3,98 a 4,12 t/m, mostrando los promedios anteriores.

- **Parámetros de Resistencia de la Masa Rocosa**

Para estimar las propiedades de la masa rocosa, se utilizó como información base el registro de los resultados de los ensayos de laboratorio, junto con el programa Rocdata, versión 4.0. Este análisis se basó en el criterio de falla generalizado propuesto por HOEK Y DIEDERICHS (2006, pp. 203–215).

Código	Litología	Labor	Nivel	Peso	Diámetro (cm)	Longitud (cm)	Carga (kg)	Resistencia a la Compresión Simple (kg/cm ²)	Resistencia a la Compresión Simple (MPa)	Densidad (g/cm ³)
M1ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	498.21	4.75	10.32	10200.00	575.60	56.45	2.72
M2ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1128.14	6.30	13.33	28800.00	923.89	90.60	2.71
M2ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1133.60	6.30	13.36	28600.00	917.47	89.97	2.72
M3ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1127.29	6.30	13.58	9400.00	301.55	29.57	2.66
M3ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1062.80	6.30	12.87	9000.00	288.72	28.31	2.65
M4ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1129.87	6.30	13.34	24800.00	795.57	78.02	2.72
M4ZII	Caliza	Tal.D_ESP_16-19-02 (Reflex)	1020 P-08	1144.32	6.30	13.56	21700.00	696.13	68.27	2.71
M5ZII	Intrusivo alterado	Tal.D_ESP_16-19-10 (Reflex)	1020 P-0	489.84	4.74	10.45	9200.00	521.36	51.13	2.66

Figura 12 — Resistencia mecánica, laboratorio de mecánica de rocas de la Católica.

Se ingresaron al software parámetros clave como la resistencia uniaxial, calidad de la masa rocosa, constante “mi” de la roca intacta, peso específico, factor de disturbancia por voladura y profundidad de la excavación. Esta información fue esencial para estimar con precisión las propiedades mecánicas del macizo rocoso y evaluar adecuadamente la estabilidad de las excavaciones (CURASMA, y otros, 2023).

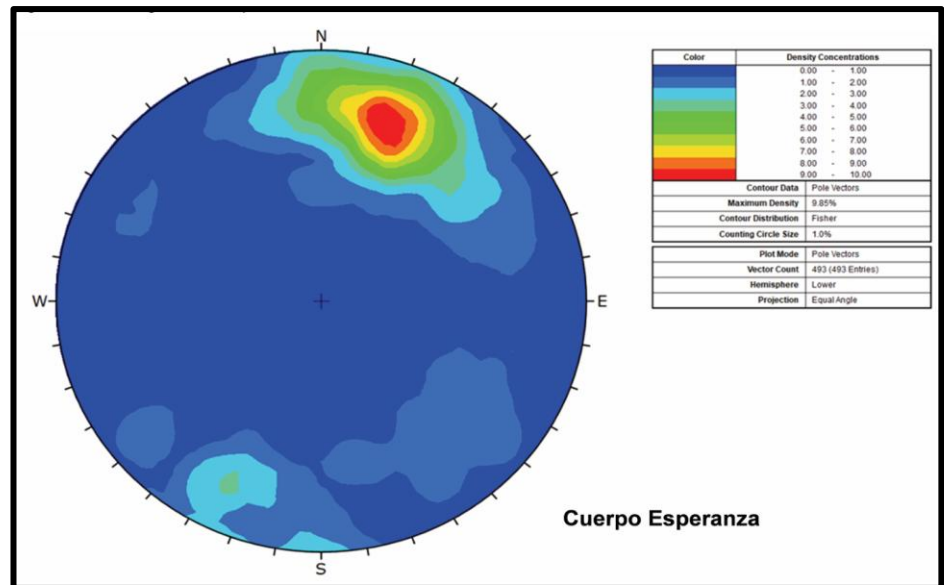


Figura 13 — Diagrama estereográfico compuesto de contornos

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

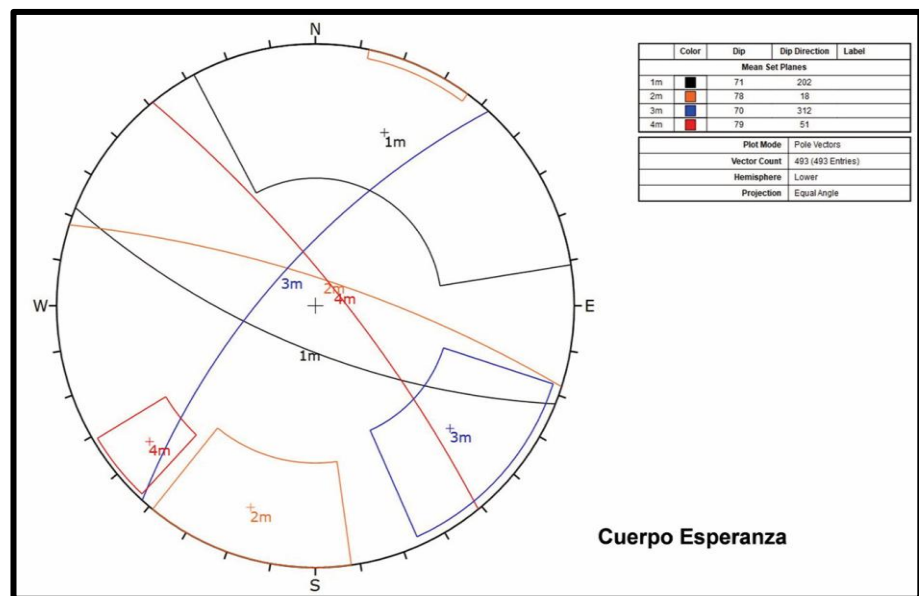


Figura 14 — Diagrama estereográfico compuesto de círculos máximos

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

Las figuras 13 y 14 muestra el modelamiento a partir de Las discontinuidades registradas abarcan en su mayoría diaclasas, fallas, fallas mineralizadas y estratos. En la Figura 13 se aprecia el compuesto de contornos, en la 14 se aprecia que con los resultados obtenidos es posible afirmar la existencia de 03 familias de discontinuidades estructurales bien definidas.

Tabla 11 — Parámetros de resistencia de la masa rocosa

Descripción de la propiedad	Unidad geotécnica					Unidad
	UG 01	UG 02	UG 03	UG 04	UG 05	
RMR (1989)	44	35	25	21	42	—
Índice Q (1974)	1,69	0,61	0,19	0,12	1,35	—
(GSI)	44	35	25	21	42	—
RCU (σ_c)	65	40	20	40	120	MPa
Densidad (d)	2,70	2,65	3,50	2,60	2,65	t/m ³
Peso específico (PE)	0,026	0,026	0,034	0,025	0,026	MN/m ³
Módulo de elasticidad (Ei)	12	10	2,8	10	16	GPa
	12,000	10,000	2,800	10,000	16,000	MPa
Constante de Poisson (μ)	0,25	0,30	0,36	0,30	0,25	—
Constante mi (roca intacta)	10,5	8	19	25	30	—
Factor de disturbancia (D)	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	—
Constante mb (masa rocosa)	1,14	0,61	0,97	1,09	3,00	—
Constante S (masa rocosa)	0,003	0,004	0,001	0,001	0,001	—
Constante a (masa rocosa)	0,51	0,52	0,53	0,54	0,51	—
Módulo de deformación (Em)	7,08	4,22	2,37	1,88	7,31	GPa
RCU masa rocosa (σ_{cm})	6,30	2,67	0,88	1,49	10,71	MPa

Fuente: (MINA YAUICOCHA, 2022).

La tabla muestra el resultado de las propiedades físicas y mecánicas de las 05 unidades geotécnicas, estas nos ayudarán para el

modelamiento de los esfuerzos finitos y el cálculo del burden y espaciamiento, del mismo modo se ajustarán las potencias de voladura efectuadas por el explosivo usando el programa JK SimBlast.

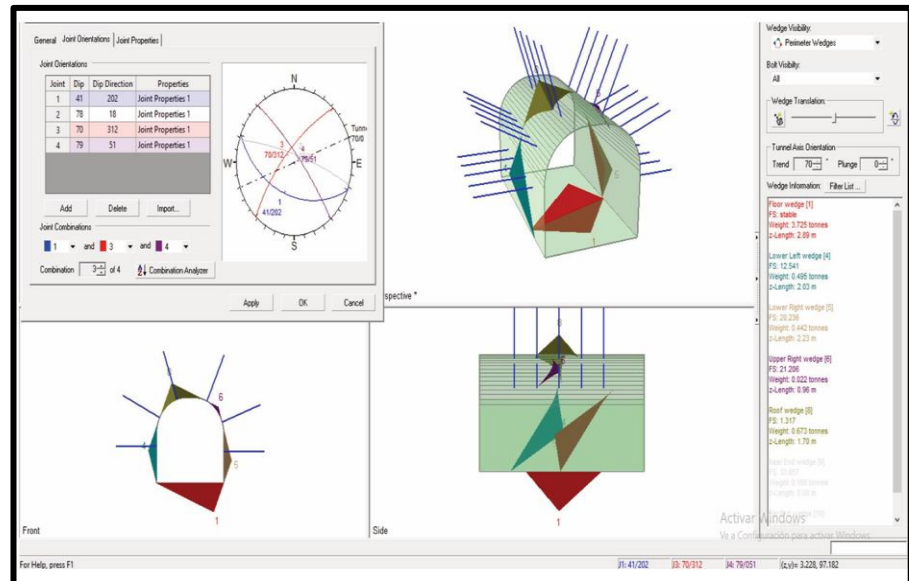


Figura 15 — Estabilidad controlada por estructuras en Ventanas.

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

La figura 15 muestra una simulación de factor de seguridad de las 03 discontinuidades mostradas en las figuras 13 y 14 que está por encima de lo esperado, y estas son estables.

Tabla 12 — Parámetros de diseño de las labores de preparación

Labores	Factores de seguridad	Tipo	Condición
Subniveles	>1,2	Temporal	Estable
Ventanas	>1,2	Temporal	Estable

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

b) Caracterización y clasificación geomecánica del cuerpo Esperanza Norte – Piso 05

El equipo de geología se puso manos a la obra en el campo para recolectar todos los datos necesarios y así poder crear nuestros modelos geológicos y geomecánicos. Esto implicó recorrer la mina para hacer mapeos mecánicos y también revisar información histórica. Con toda esa data, pudimos diseñar la malla. Dividimos el área de estudio en

zonas con características estructurales y mecánicas parecidas, como si estuviéramos creando un mapa de "zonas de roca". Es importante recordar que los resultados y criterios de diseño aplican a las zonas de roca con propiedades físicas y mecánicas similares que analizamos.

Además, para esta investigación, utilizamos datos de mapeo de campo para clasificar la roca usando el sistema RMR de BIENAWSKY (1989). Gracias a esto, logramos identificar 5 tipos de roca distintos con propiedades geomecánicas bien marcadas. Para visualizarlo mejor, creamos un plano geomecánico donde se ve la calidad de la roca y la falla principal que influye en cómo se distribuye el mineral, tal como se muestra en la tabla que mencionaste.

Tabla 13 — Zonificación geomecánica de cuerpo Esperanza

Dominio estructural	Promedio RMR	Clase de roca	Calidad de masa rocosa
Caliza	44.5	III-B	Regular
Contacto piso	35.5	IV-A	Mala A
Mineral	24.5	IV-B	Mala B
Contacto techo	20.5	IV-B	Mala B
Intrusivo	41.5	III-B	Regular

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

La tabla 13 presenta el resumen de las unidades geotécnicas para su uso en la mina Yauricocha.



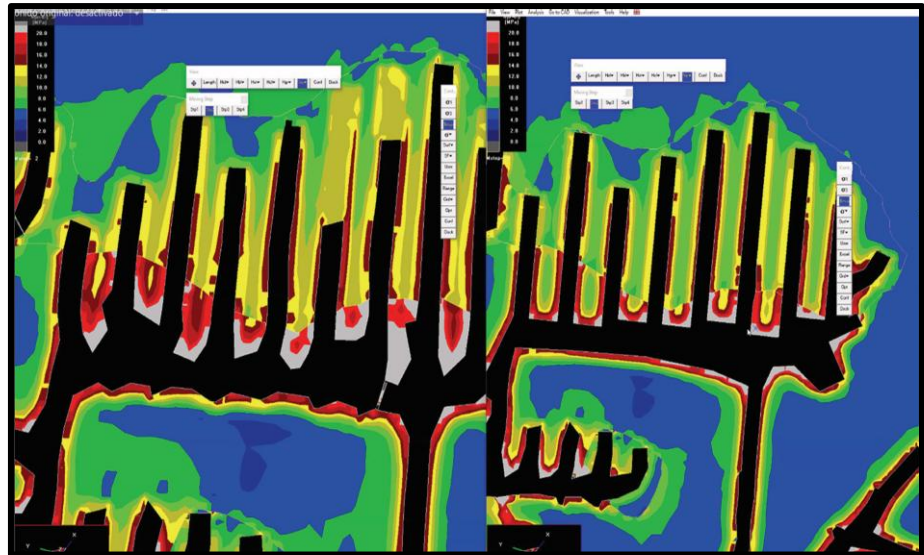


Figura 16 — Modelamiento geomecánico del cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

La simulación realizada nos arroja halos de colores que representa el RCU (resistencia a la compresión uniaxial) del macizo rocoso y cuerpo mineralizado, las cuales están escaladas de 0 a 20 MPa, la cual nos permitió entender cómo se comporta el pilar y su efecto en el subnivel durante la etapa de minado que oscila entre 14 – 20 MPa. Los resultados indican condiciones estables, con factores de seguridad superiores a 1.2 en la sección evaluada, y una zona de plastificación de la roca de aproximadamente 1.8 metros alrededor de la excavación.

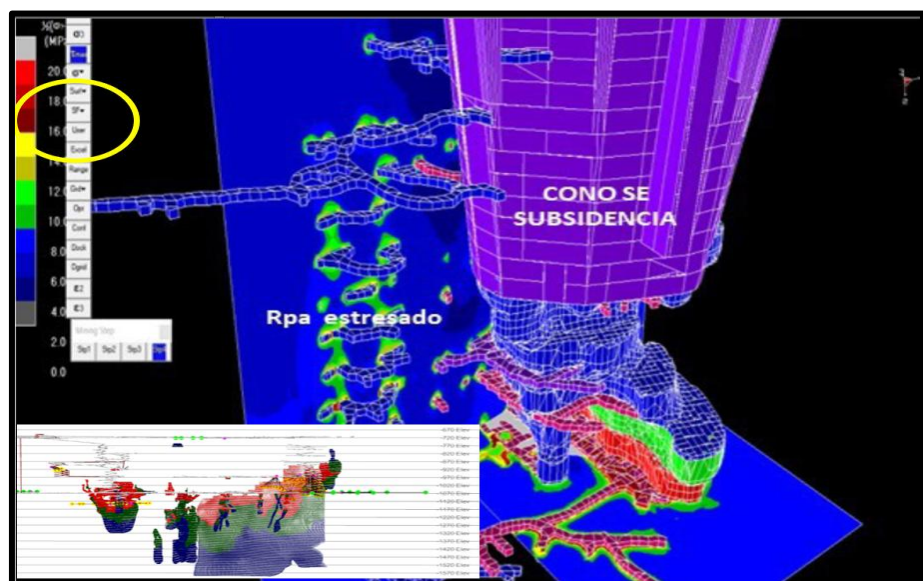


Figura 17 — Modelo tridimensional de cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

Como se observa en el modelo 3D en la Figura 17 los esfuerzos principales del material son (E-W), con magnitud de 16 a 20 MPa, y algunas zonas que están fuera de la subsidencia en 8 a 10 MPa, esto debido a que la zona de SLC es material brechado o quebrado, el esfuerzo vertical aumenta y es la que se pronuncia a medida que se profundiza el minado.

5.1.1.4 Análisis de estabilidad controlada por esfuerzo

Para el análisis de estabilidad y esfuerzos, se utilizó la metodología de elementos finitos en un modelo bidimensional, considerando un comportamiento elastoplástico post-rotura de los materiales. Las evaluaciones geomecánicas se realizaron con los programas RS2 y Map3D de Rocscience Inc., los cuales permitieron calcular los esfuerzos y desplazamientos alrededor de las excavaciones y proyectos simulados.

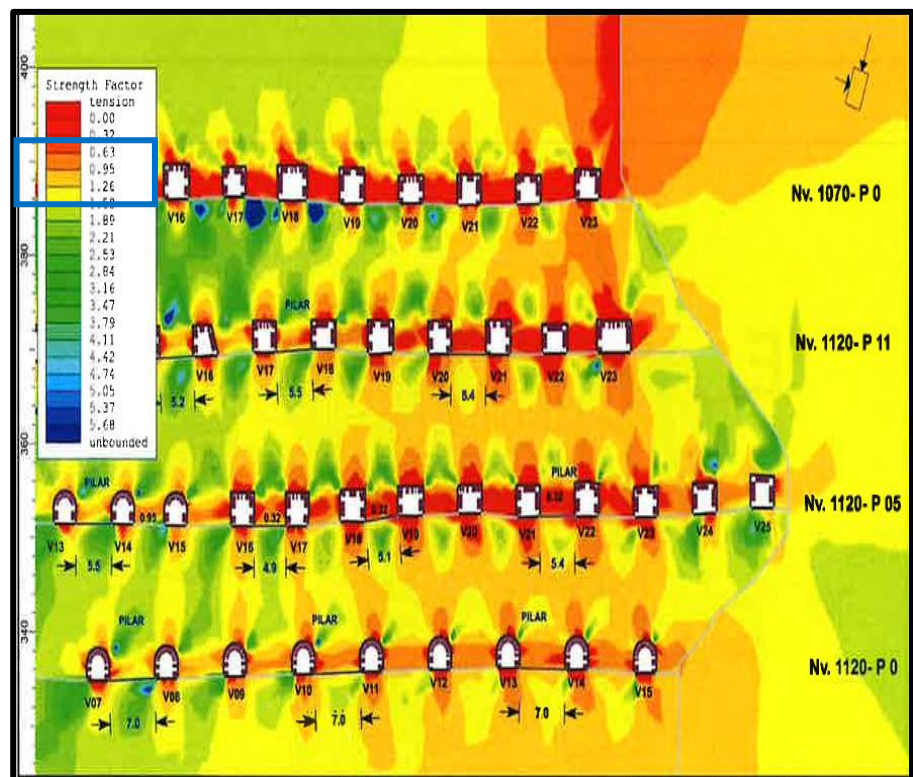


Figura 18 — Simulación de factor de seguridad del piso 05 con otros pisos

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

En la Figura 18 se aprecia el minado del piso 05, los pilares de 5,50 son deformados de manera prematura, con factores de seguridad a 1,1 promedio.

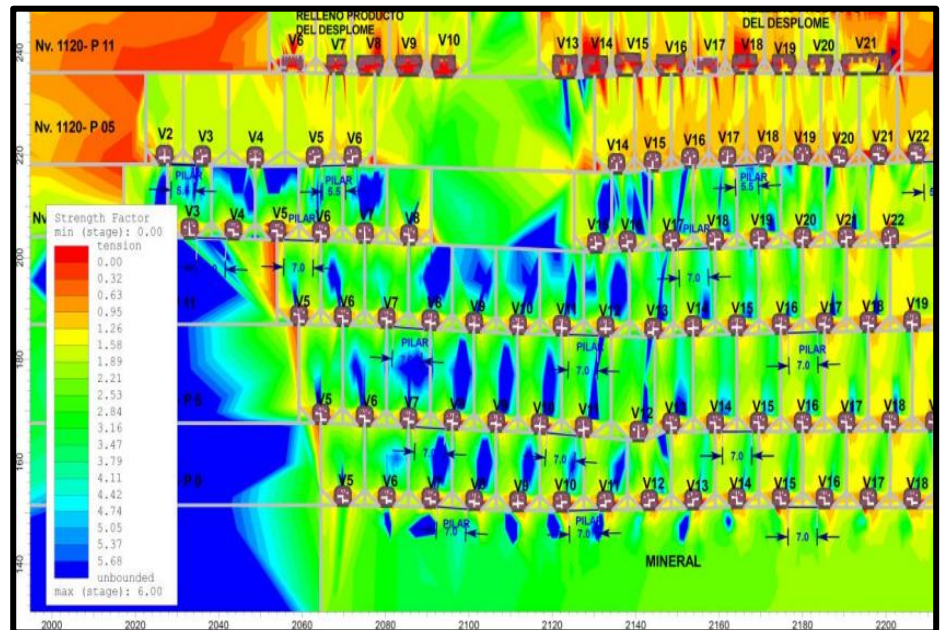


Figura 19 — Factor de seguridad del piso 05, nivel 1120 con pilares de 5,5 metros

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

En la figura 19 se presenta el análisis estructural del macizo rocoso en el piso 05 (nivel 1120), evidenciando deformaciones prematuras en los pilares. Esta rápida respuesta indica una posible falla estructural, comprometiendo la estabilidad geomecánica del sector, pisos inferiores se propone aumentar el acho de los pilares entre ventanas a 7 m de los 5,5 m anteriores, viéndose un comportamiento más estable en el macizo.

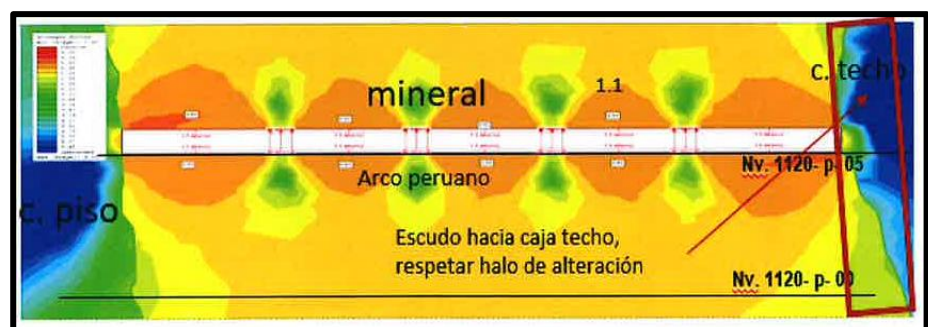


Figura 20 — Análisis de sección transversal del piso 05

Fuente: (MINA YAURICOCHA, 2022).

En la figura 20 se presenta el análisis de la sección transversal del cuerpo en el piso 05, donde se aplicó el método del arco peruano. La simulación incluye el minado de los pisos 0 y 05, respetando la excavación hacia el halo de alteración y dejando pilares de al menos 5 m hacia caja techo. Los resultados evidencian factores de seguridad localizados >1.2 en el piso 05.

Cuánto debe de soportar el área de la zona plástica cuyo factor de seguridad (sf) es ≥ 1.2

Tomando el modelo matemático siguiente:

$$\text{Peso a soportar} = (\text{SF} \times \text{Ancho labor} \times \text{avance}) \times \text{densidad}$$

$$\text{Peso a soportar} = (1.60 \times 3.5 \text{ m} \times 1 \text{ m}) \times 2.7 = 15.12 \text{ toneladas}$$

Apoyándonos en el sostenimiento de arco peruano, esta tendrá un soporte óptimo para el diseño de la malla para una bancada de 20 m, ya que se mantiene las estructuras y permite la explotación y su recuperación a un 89 %. Por ende, el análisis de rigidez de la cimbra H6 es adecuada para la explotación con dicha bancada.

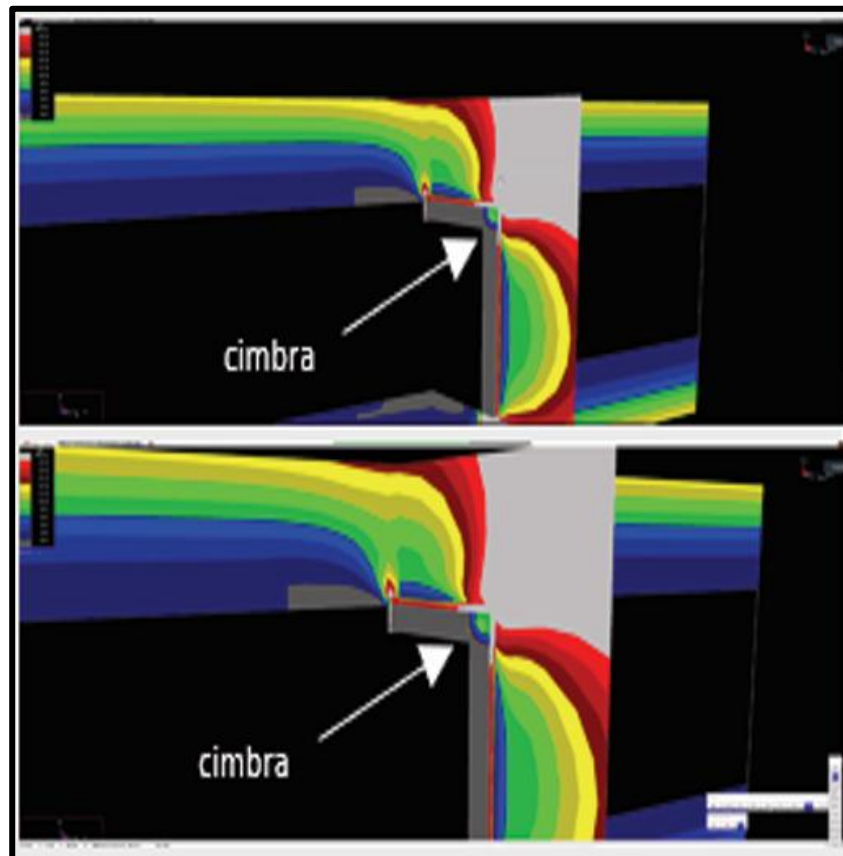


Figura 21 — Análisis de rigidez de cimbras en Esperanza, para altos esfuerzos.

5.1.2 Malla de perforación y voladura

5.1.2.1 Parámetros de perforación y voladura

En la siguiente tabla se presenta los siguientes parámetros de voladura de perforación de la malla antigua o estándar.

Tabla 14 — Parámetros de perforación y voladura de malla estándar - producción altura de block 13 m.

Parámetros	Valores	Parámetros	Valores
Ancho de block	8,50	Altura de block	13
Factor de esponjamiento	1,50	Densidad t/m ³	3,56
Volumen (m ³)	165,75	Tonelaje	590,07
Volumen de elipsoide (m ³)	110,50	Tonelaje teórico (Elipsoide)	393,38
Total N° de taladros	11,00	Factor de potencia (kg/t)	0,16
N° de taladros a cargar	11,00	Metros perforados	97,9
N° de cartuchos	126,00	Ton/m	6,0
Total de explosivos (KG)	92,90	RMR	23
Burden (m)	0,95	Espaciamiento	1,7
Burden ajustado (m)	1,00	Espaciamiento ajustado (m)	2

En la tabla 14 se muestra que la malla estándar está conformada de 11 taladros, con dimensiones de Burden ajustado 1,00 metros y espaciamento de 2,0 metros, En la siguiente figura se muestra el diseño de la malla de perforación.

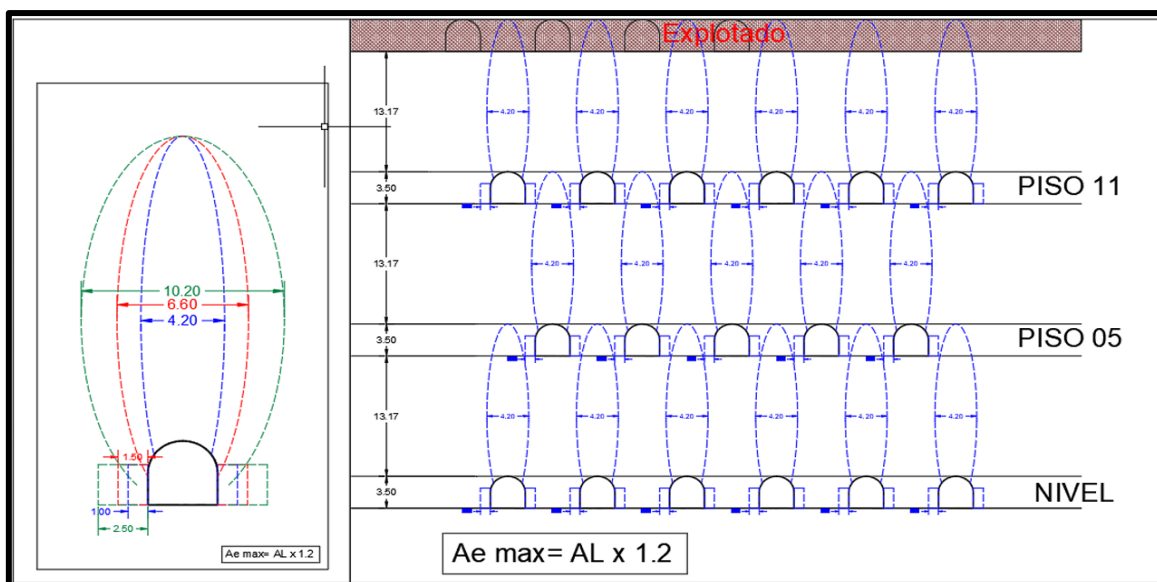


Figura 22 — Vista longitudinal elipsoides bancada 13 m

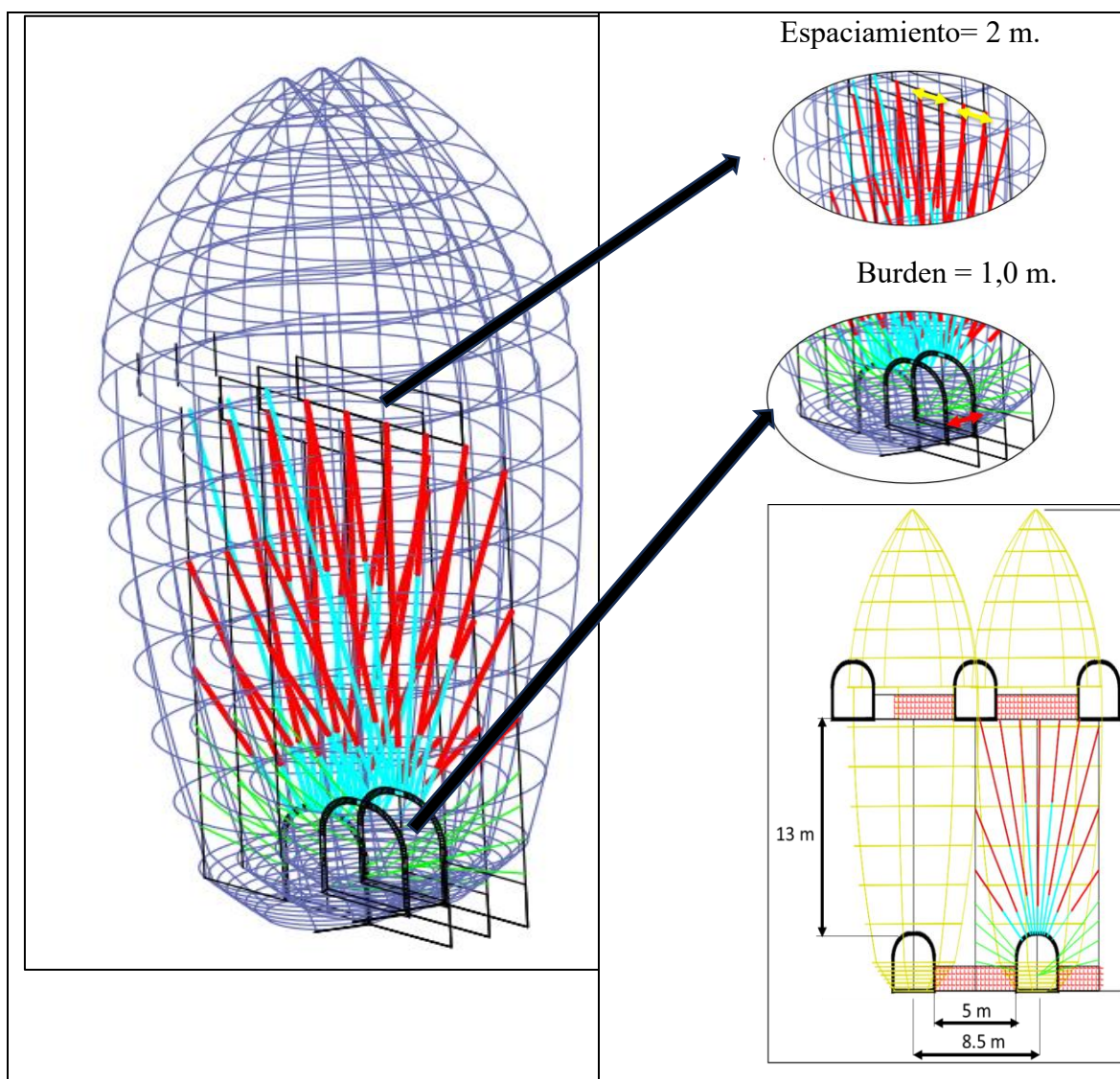


Figura 23 — Diseño actual pilar 5 m – altura de block 13 m

5.1.2.2 Ancho de block

La imagen muestra un gráfico relacionado con la extracción minera, específicamente en el contexto de "hundimiento por subniveles (SLC)", donde se observan líneas horizontales azules y rojas que marcan diferentes alturas de extracción específicas (por ejemplo, 20,3 m, 23,3 m, 26,3 m, etc.). Una línea azul destaca un valor de $W = 8,5$, que representa el ancho específico en esa sección.

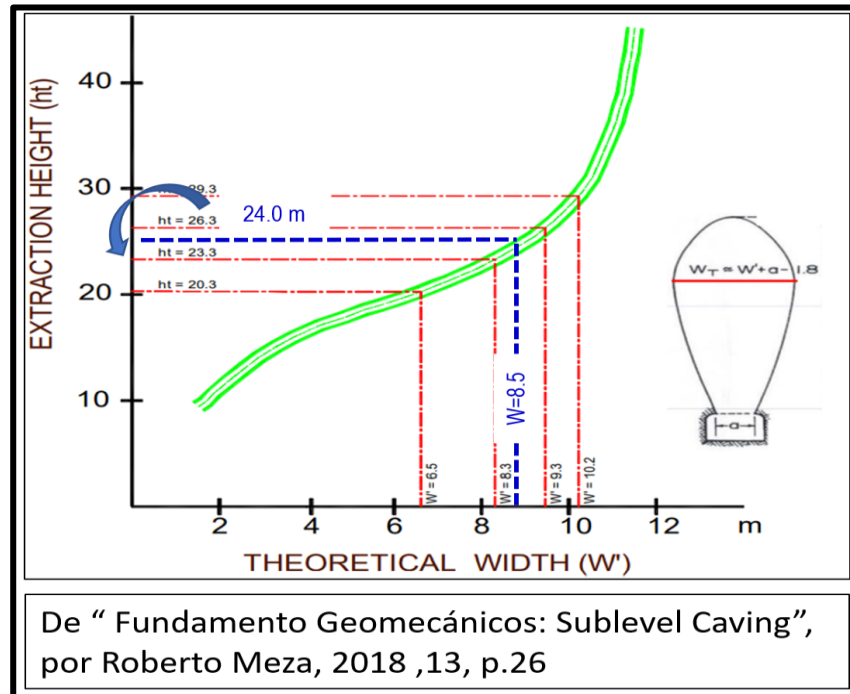


Figura 24 — Determinación de W en función del HT

CALCULO DE LA ALTURA DEL ELIPSOIDE DE EXTRACCIÓN Y ALTURA ENTRE SUB NIVELES:					
$h_s = (2/3) h_T - 1.5$	h_s	: Altura entre los subniveles (m)			
	h_T	: Altura del Elipsoide de extracción (m)			
	Para $h_s =$	12.0	→	$h_T =$	20.3
	Para $h_s =$	14.0	→	$h_T =$	23.3
	Para $h_s =$	16.0	→	$h_T =$	26.3
	Para $h_s =$	18.0	→	$h_T =$	29.3

Figura 25— Cálculo de la altura de elipsoide de extracción y altura entre subniveles

Por lo tanto, la altura del elipsoide de extracción ampliamente estudiado y ajustados empíricamente a partir de la imagen de Laubscher (Figura 03) en diferentes minas con Sublevel Caving es igual a:

$$h_s = (2/3)h_t - 1,5$$

$$h_s = 30,2$$

Cálculo de parámetros

El cálculo de los parámetros en el proceso de extracción minera es fundamental para garantizar la eficiencia y seguridad de las operaciones. En este contexto, se presentan diversos parámetros relacionados con la configuración del sistema de extracción, utilizando un método que incluye simulaciones como JK SimBlast. Estos parámetros abarcan dimensiones críticas como la altura máxima del elipsoide, el espaciamiento entre galerías, y los anchos asignados a distintos puntos de extracción.

Tabla 15— Cálculo de parámetros de elipsoide de la nueva malla propuesta

Descripción	Unidad	Parámetros	Calculo
Altura máxima del elipsoide	m	Ht	30,2
Espaciamiento entre galerías (eje a eje)	m	SD	10,5
Altura del subnivel	m	HS	23,5
Ancho de punto de extracción	m	WD	3,5
Altura de punto de extracción	m	HD	3,5
Ancho total del elipsoide de extracción	m	WT	11,3
Ancho W' en función a la altura extracción	m	W'	10,5
Ancho efectivo de extracción	m	a	2,7

De acuerdo con los valores que se presentan en la tabla 15, las longitudes mostradas son cuando el escenario geomecánico no actúa en ella por lo que nosotros aplicaremos valores más conservadores, para la recuperación adecuada y disminuir la prematura fatiga de las cimbras. Por tanto, la corrección sería:

Tabla 16 — Parámetros más conservadores

Descripción	Unidad	Parámetros	Cálculo
Altura máxima del elipsoide	m	Ht	24
Espaciamiento entre galerías (eje a eje)	m	SD	8,5
Altura del subnivel	m	HS	18
Ancho de punto de extracción	m	WD	3,5
Altura de punto de extracción	m	HD	3,5
Ancho total del elipsoide de extracción	m	WT	11,3
Ancho W' en función a la altura extracción	m	W'	9,4
Ancho efectivo de extracción	m	a	2,7

Diseñamos los parámetros siguientes en DESWIK, servirá para posteriores explotaciones mientras se va profundizando, aplicando ancho de pilar a 7 m, la cual es efectiva, pero debido a que en esperanza norte en los pisos superiores fueron explotados en bancada de 13 m, la proyección de las ventanas 02, 03 y 04 son de doble piso 32 m.

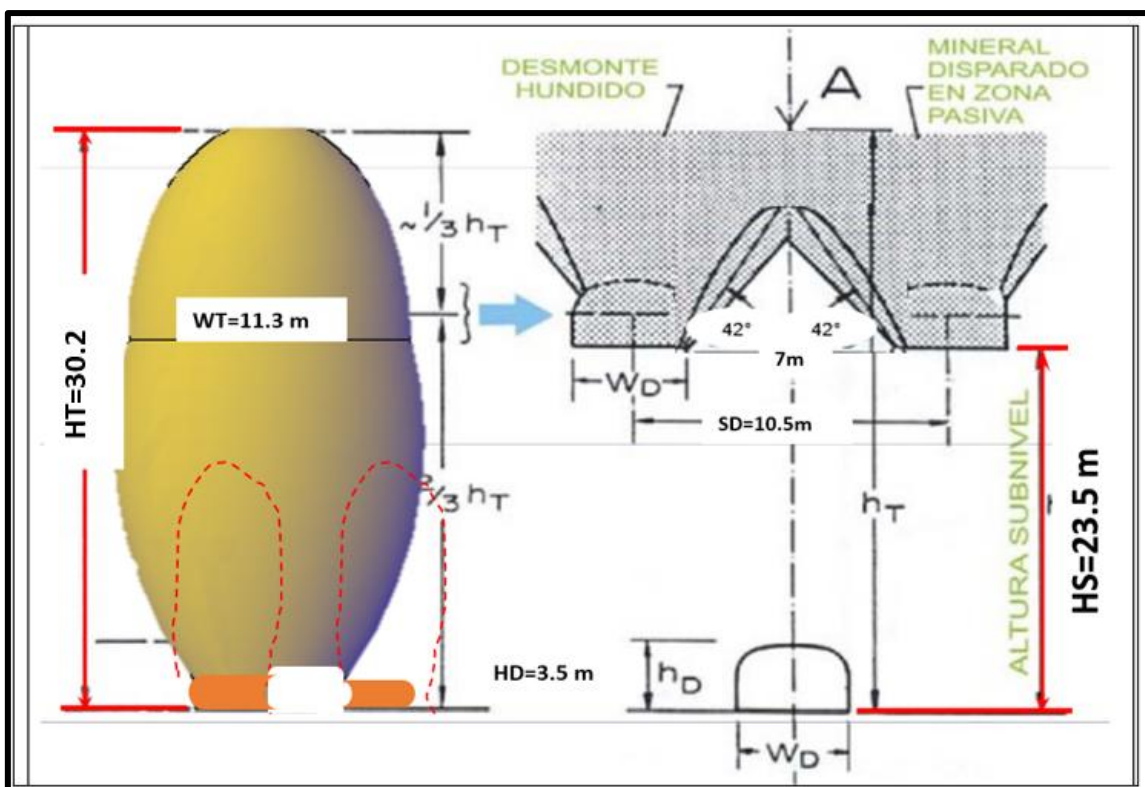


Figura 26 — Diseño gráfico del elipsoide

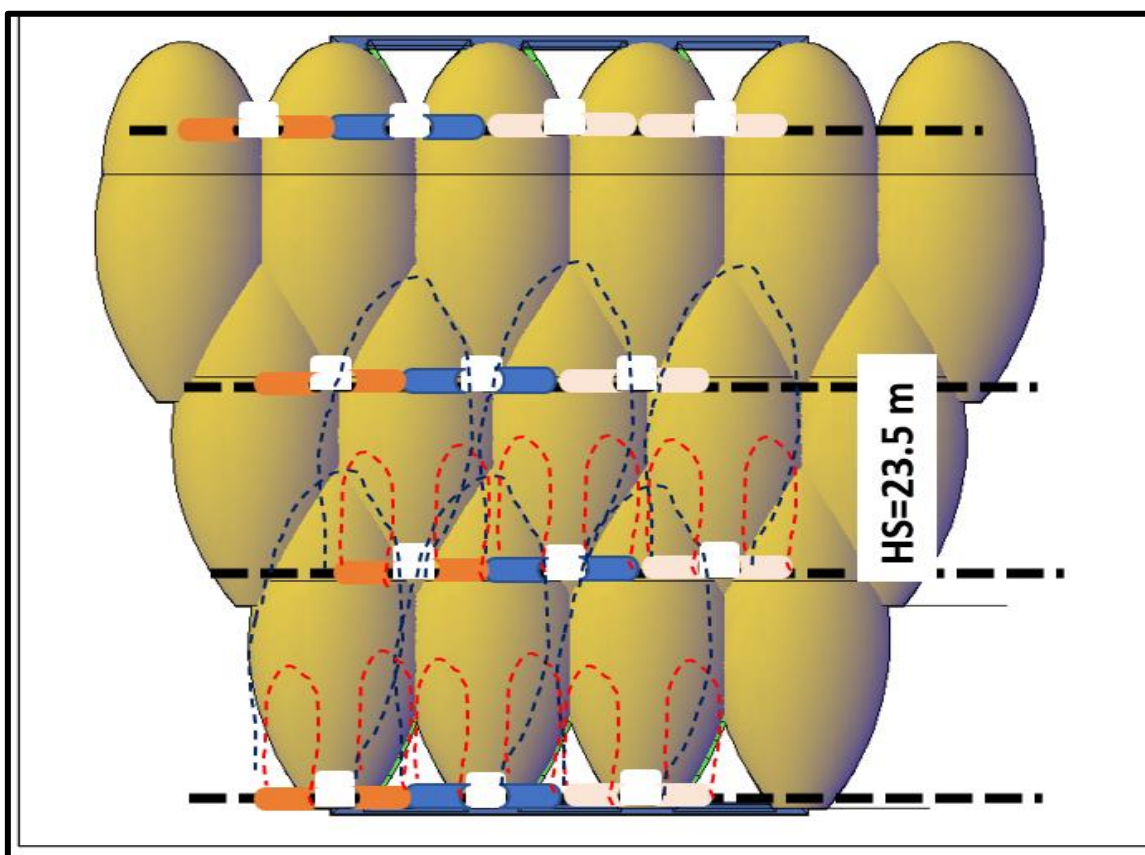


Figura 27 — Representación gráfica del elipsoide en conjunto

5.1.2.3 Volumen de elipsoide

Estimamos el volumen de material removido para el elipsoide, teniendo en cuenta que:

$$V = \left(\frac{\pi}{6}\right) \times L \times W \times H$$

Donde:

V = volumen del elipsoide (m³)

L = longitud (m)

W = ancho (m)

H = altura (m)

$$V = \left(\frac{\pi}{6}\right) \times 9.4 \times 1 \times 24$$

$$V = 118,12 \text{ m}^3$$

Dicho calculo seria incierto debido a que la sobrerotura que habría sería de gran magnitud y la recuperación de volumen de mineral seria alto, por ello el cálculo del volumen lo llevaremos a cabo en el grafico siguiente:

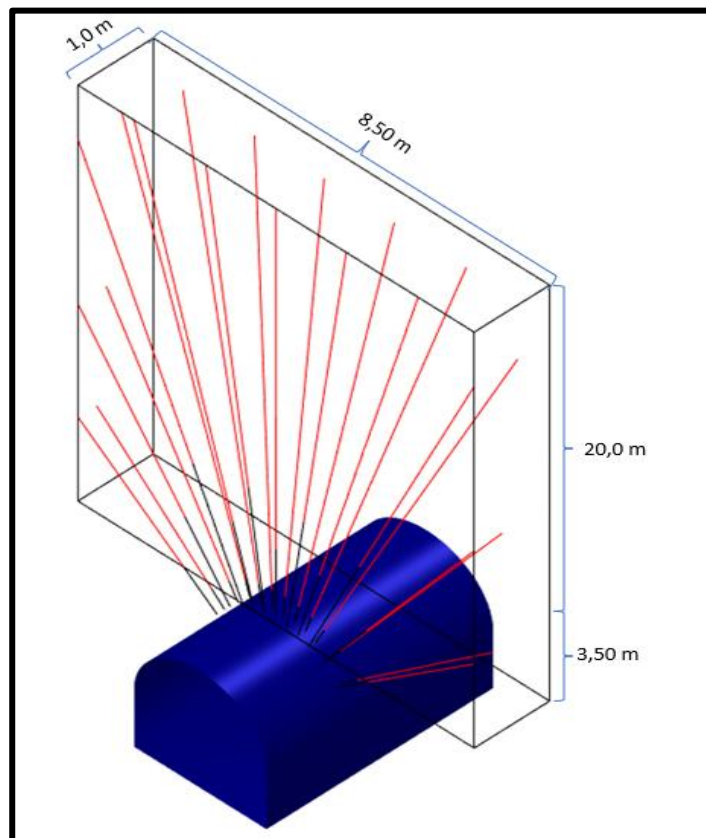


Figura 28 — Sección de perforación y el área que abarca la perforación

Las dimensiones de la sección son importantes para entender el contexto del diseño. La altura es de 3,50 metros, el ancho de excavación de 8,50 m y la profundidad de minado 1,0 metro. Estas medidas son fundamentales para garantizar que el diseño de perforación se ajuste adecuadamente al espacio disponible.

$$V = L \times A \times H$$

Donde:

V = volumen de sección a minar (m³)

L = largo (m)

A = ancho (m)

H = altura (m)

$$V = 8.50 \times 1,0 \times 20$$

$$V = 170 \text{ m}^3$$

5.1.2.4 Cálculos para determinar burden y espaciamiento

Aplicaremos la fórmula de Anders Persson:

$$B = \frac{K \times D}{1000} \times \sqrt{\frac{PD}{S_{td}}}$$

Donde:

B: Burden

D: Diámetro de taladro (mm)

PD: Presión de detonación del explosivo (kg/cm²)

Std: Resistencia a la compresión dinámica de la roca (kg/cm²)

K: Constante que depende de la carga explosiva y de la roca

En la fórmula, el principal elemento proveniente de la geomecánica en la resistencia a la compresión dinámica de la roca (kg/cm²), lo cual se determina de la siguiente manera:

$$S_{td} = 4.5 \times 10,197 \times S_t$$

$$S_t = 8\% \times S_c$$

Donde:

- Sc: Resistencia a la compresión uniaxial = 20 MPa, de acuerdo con el parámetro geomecánico.
- **Factor =4.5**
- **1 MPa=10.197 kg/cm²**

$$S_t = 8\% * 20 \text{ MPa}$$

$$S_t = 1,6 \text{ MPa}$$

Reemplazando el "Std" se tendría los siguiente:

$$S_{td} = 4.5 * 10,197 \frac{\text{kg}}{\text{cm}^2} * 1.6 \text{ MPa}$$

$$S_{td} = 73,42 \frac{\text{Kg}}{\text{cm}^2}$$

Ahora, el cálculo de Presión de detonación del explosivo (kg/cm²), se halla según el explosivo en los cuales se trabaja con emulsión 3000 1 ¼ * 24, con una densidad de 1,14 g/cm³, la velocidad de detonación VOD de 5700 m/s para cartucho sin confinar, cuya formula seria lo siguiente:

$$PD = P_{ex} \frac{(VoD)^2}{4} * 10^{-5}$$

Reemplazando los datos, la presión de detonación seria lo siguiente:

$$PD = 92596,5 \text{ kg/cm}^2$$

Guiándonos con el cuadro se tiene el valor de k:

K : 1,1512, de acuerdo con el RQD que se tiene en la siguiente figura:

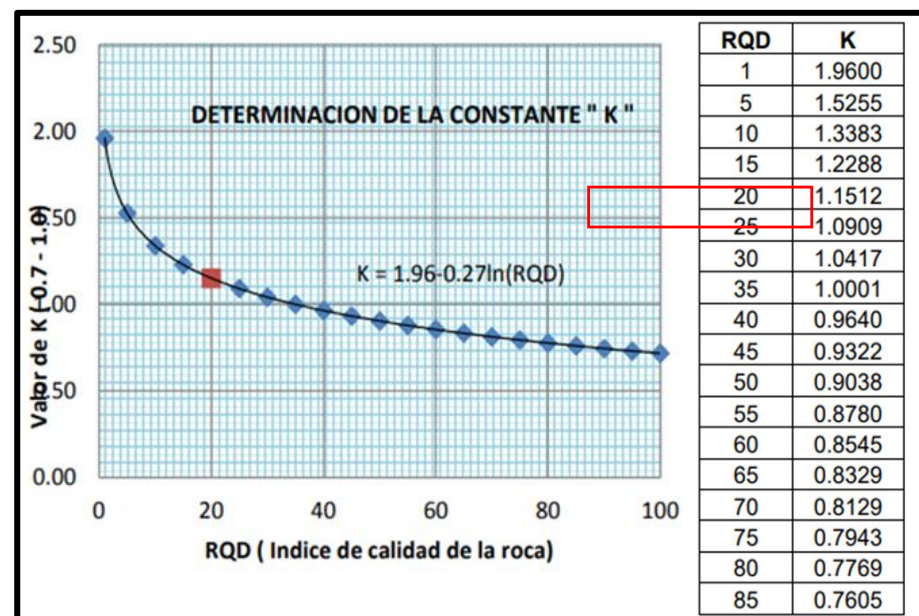


Figura 29 — Abaco para determinar la constante K

Finalmente, determinando el Burden altura de Block 20 metros sería igual a:

$$B = \frac{K \times D}{1000} \times \sqrt{\frac{PD}{S_{td}}}$$

$$B = 2,62 \text{ m}$$

De acuerdo con el cálculo del burden practico del Modelo Matemático de Langefors realizamos el ajuste.

- $B_{p1} = B * (1 - 0,03 * L)$ múltiples filas
- $B_{p2} = B - 0,05 * L$ solo una fila

$$B_{p1} = 1.05 \text{ m}$$

$$B_{p2} = 1.6 \text{ m}$$

De acuerdo con el cálculo del Espaciamiento del Modelo Matemático de Langefors relación de 1.2.

$$E = 1.2 * Bp$$

$$E_1 = 1,26 \text{ m}$$

$$E_2 = 1,94 \text{ m}$$

Debido a que se tiene el burden a 1 m por las cimbras se ajustaran a 1 m y el espaciamento a 1.95.

Aplicando modelo matemático de Langefors

Para el método de explotación LBH (Large Balst Hole) se emplea el modelo matemático de Langefors, que plantea la Ley de Conformidad, y en el diseño de la voladura toma en cuenta la proyección, el esponjamiento y el efecto microsísmico en todas las estructuras circundantes.

$$B.Teorico = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{Fc \times PRP}{C \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Donde:

B: Burden

D: Diámetro de taladro (mm)

Fc: Factor de carga

PRP: Potencia relativa en peso

c: Constante de la roca

f: Factor de fijación

E/B: Relación espaciamento y burden



Burden practico:

$$B.Practico = B.Teorico - E.Perf.$$

Error de perforación:

$$E.Perf. = \alpha \times H + \beta$$

$$E.Perf. = 1,28$$

Tabla 17 — Datos para calcular error de perforación

Desviación angular	6,00%
Longitud de perforación (H)	20,0 m
Error de emboquillado	0,08 m

Espaciamiento:

$$E = B.Practico * 1,25$$

Factor de carga:

Para el Emulnor 3000 1 1/2x24”:

$$Fc = \frac{V.exp}{V.tal}$$

$$V.exp = \frac{\pi \times D^2}{4} \times L.exp$$

Donde:

Tabla 18 — Valores para calcular volumen de explosivo

D: Diámetro de explosivo	0,0381 m
L.exp: Longitud del explosivo	0,6096 m
V.exp: Volumen de Explosivo	0,00069m3
V.tal:Volumen de taladro	0,001961m3

$$Fc = \frac{0.00069}{0.001961} = 0,35$$

Calculamos el PRP del explosivo:

$$PRP = \sqrt[3]{\frac{\rho_{exp} \times VOD.exp^2}{\rho_{ANFO} \times VOD.anfo^2}}$$

Donde:

Tabla 19 — Valores del emulnor encartuchado ficha técnica FAMESA

Densidad del explosivo (ρ_{exp})	1.14 gr/cm ³
VOD. Explosivo	5700 m/s
Densidad del ANFO (ρ_{ANFO})	0.85 g/cm ³
VOD.anfo	3500 m/s

$$PRP = 1,53$$

Calculamos la constante C:

$$C = 5.73 \times 10^{-3} \times RMR + 0.057$$

por Chung In Lee (2005) en función del RMR.

Siendo el RMR del mineral 25

$$C = 0,20$$

Tabla 20 — Datos generales para el cálculo del Burden

D: Diámetro de taladro	64 mm
Fc: Factor de carga	0,35
PRP: potencia relativa en peso	1,53
C: Constante de la roca ©, índice de volavilidad	0,20
RMR: Calidad de macizo rocoso	25
f: Factor de fijación Barreno vertical f= 1 Barreno inclinado 3:1 f=0.9 Barreno inclinados 2:1 f=0.85	1
E/B: Relación espaciamiento y burden	1,25

$$B.Teorico = \frac{D}{33} \times \sqrt{\frac{Fc \times PRP}{c \times f \times \frac{E}{B}}}$$

Remplazando datos se tiene:

$$B.Teorico = 2,84 m$$

Remplazando en la fórmula de burden practico se tiene:

$$B.Practico = 1,56 m$$

Usaremos burden ajustado al diseño de preparación de las cimbras que están separadas a 1 m de la otra.

Por tanto, el burden a trabajar será:

$$B. = 1,0 \text{ m}$$

Calculamos el espaciamiento:

$$E = 1,95 \text{ m}$$

Siendo el siguiente diseño teórico:

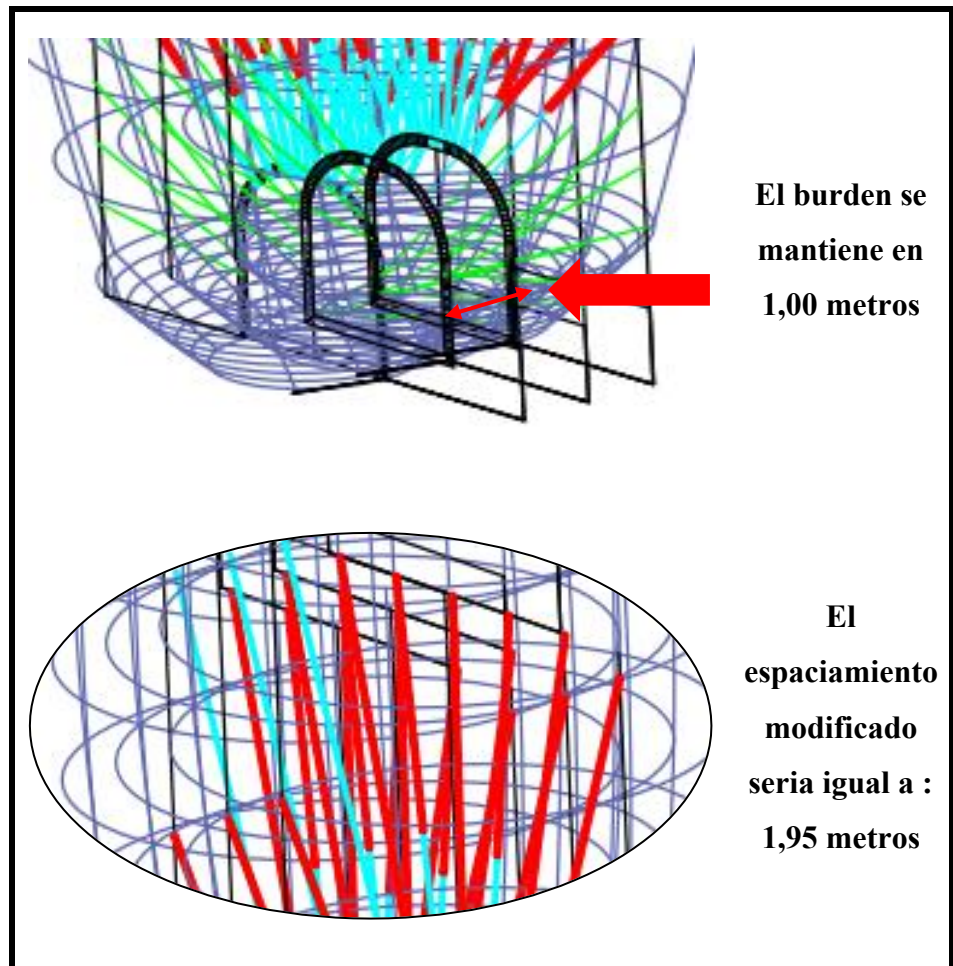


Figura 30 — Presentación de Burden y espaciamiento

5.1.2.5 Numero de taladros

Calcularemos el total de taladros a perforar para los cálculos anteriormente desarrollados, de acuerdo con el ancho diseñado.

Usaremos la formula empírica:

$$Nt = (B \times L) / (E \times S)$$

Nt = número total de taladros

L = longitud del frente o bloque (m)

S = separación entre filas (m)

E = Espaciamiento (m)

B= Burden (m)

Tomando en cuenta la altura máxima ajustada 24,0 m, para que no quede en forma de campana se tendría el siguiente cálculo:

$$Nt = (1 \times 24) / (1.95 \times 1)$$

$$Nt = 12,3$$

Trabajaremos con un número exacto llegando a 13 taladros por radial.

$$Nt = 13 \text{ tal}$$

5.1.2.6 Numero de taladros a cargar

Número de taladros que serán cargados con explosivo, en este caso al no tener taladros de alivio se cargarán todos debido a que la cara libre se tiene gracias a la apertura de bolsillos, la cual no varía si es con bancada de 20 m o 13 m.

$$Ntc = Nt * f$$

Donde f es el factor de carga (usualmente entre 0.8 y 1.0).

$$Ntc = 13 * 1$$

$$Ntc = 13 \text{ taladros para cargar}$$

5.1.2.7 Cálculo de explosivos y accesorios de voladura

El cálculo de explosivos y accesorios de voladura es un proceso fundamental en la planificación y ejecución de operaciones mineras. Este cálculo implica determinar la cantidad y tipo de explosivos necesarios, así como los accesorios complementarios, para lograr una voladura eficaz y segura. Aquí se detallan los aspectos clave involucrados en este proceso:

- **Índice de consumo**

La Tabla 22 resume el consumo de explosivos y accesorios por disparo y por tonelada en voladuras, con 145,4 kg de explosivo para 897,1 t de roca. La emulsión destaca con 145,38 kg/disparo y 0,16 kg/t. Estos datos permiten evaluar la eficiencia, optimizar recursos, reforzar la seguridad y controlar costos en minería.



Tabla 21 — Índice de consumo con la nueva malla diseñada

Índices de consumo	Consumo / disparo	Unidad	Consumo / ton	Unidad
Emulnor (3000 1 1/2x24)	145,38	kg/disp	0,16	kg/t
Detonadores no electricos 18m	18,00	Unid/Disp	0,02	unid/t
Carmex	2,00	Unid/Disp	0,00	unid/t
Cordon detonante	10,00	m/disp	0,01	m/t
Mecha rápida	1,00	m/disp	0,00	m/t
Tuberia 51mm	55,87	Und/disp	0,00	m/t
Tacos de arcilla	13,00	Und/disp	0,00	m/t
Bosster	10,00	Unid/Disp	0,01	unid/t

La Tabla 21 detalla los parámetros fundamentales de voladura para la nueva malla aplicada en el cuerpo Esperanza Norte de la mina Yauricocha (piso 05, nivel 1120). Se incluyen datos como la longitud de perforación, el taco, la carga explosiva, así como factores clave como el factor de carga lineal y el factor de acoplamiento, esenciales para optimizar la fragmentación del macizo rocoso y garantizar una ejecución eficiente y segura del proceso de voladura, ajustada de acuerdo con el programa JK SimBlast.

Tabla 22 — Especificaciones y parámetros básicos de voladura para la nueva malla diseñada

Parámetros	Valores	Unidad
Longitud de perforación total	167,60	m
Longitud de taco total	48,90	m
Longitud carga explosiva (total)	118,7	m
Factor de carga lineal (emulsión)	1,07	kg/ml
Factor de acoplamiento	46	%
Longitud de carga/taladros:		
Emulnor 3000 1 1/2x24	118,7	m

- **Cálculo de cantidad de carga de explosivo**

La cantidad de carga de explosivo en este caso el Emulnor 3000 1 1/2x24 se calcula de la siguiente manera:

Carga explosiva

= Long. Carga explosiva

** Factor de carga lineal * 1,15*

Factor 1,15 debido a desacoplamiento parcial.

$$\begin{aligned} \text{Carga explosiva} &= 118,7 \text{ m} * 1,07 \text{ kg/m} * 1,15 \\ &= 146,06 \text{ Kg} \end{aligned}$$

- **Distribución de carga**

Para la optimización respectiva se realiza la distribución de los explosivos a una optimización mínima se obtiene una carga explosiva de 145,54 kg/disparo se calcula los factores de carga y potencia según la siguiente tabla:

Tabla 23 — Distribución de carga para la nueva malla de perforación

Nº Taladro	Long. total. (m)	Nº barras	Angulo	Long. carga (m)	Nº. Cartuchos 1 1/2 x 24"	Kg. explosivo
1	3,54	2b + 1,14m	140°	2,5	4	3,1
2	5,64	4b + 0,84m	123°	2,9	5	3,5
3	9,51	7b + 1,1m	111°	8,0	13	9,7
4	16,05	13b + 0,45m	103°	8,5	14	10,2
5	19,75	16b + 0,55m	98°	17,3	29	21,5
6	19,56	16b + 0,36m	94°	11,2	19	13,8
7	19,50	16b + 0,3m	90°	18,0	30	21,7
8	19,56	16b + 0,36m	86°	11,2	19	13,8
9	19,75	16b + 0,55m	82°	17,3	29	21,5
10	16,05	13b + 0,45m	77°	8,5	14	10,2
11	9,51	7b + 1,11m	69°	8,0	13	9,7
12	5,64	4b + 0,84m	57°	2,9	5	3,5
13	3,54	2b + 1,14m	40°	2,5	4	3,1
Total	167,6			118,7	198	145,54

- **Cálculo de factor de carga**



El factor de carga es la división del total de carga explosiva entre el volumen de roca remover en metro cúbicos:

$$FC = \frac{145,4 \text{ kg.}}{170 \text{ m}^3} = 0,85 \text{ kg/m}^3$$

- **Cálculo de potencia**

El factor de potencia es la división del total de carga explosiva entre el volumen de roca remover en toneladas

$$FP = \frac{145,4 \text{ kg.}}{897,1 \text{ tm}} = 0,16 \text{ kg/t}$$

5.1.2.8 Cálculo de voladura de bolsillos

Para el cálculo de la voladura secundaria es trascendental determinar los parámetros de voladura secundaria.

Tabla 24 — Parámetros y cálculos de voladura de bolsillos

Parámetros	Valores	Unidad
Dimensiones del banco	1	m ³
Toneladas /banco	3,56	t
Longitud perforación	0,6	m
IP (Kpi)	5,93	t/m
Emulnor (3000 1 1/8x12)	0,439	kg/tal
Factor de potencia	0,123	kg/t

- **Índice de consumo en voladura de bolsillos**

El índice de consumo se calcula en índice de disparos, en este caso se realiza 2 bancos por disparo, y en cada disparo se obtiene un total de 42,72 toneladas, obteniendo de esa manera la siguiente tabla que detalla el índice de consumo.

Tabla 25 — Índice de consumo en voladura de bolsillo

Índices de consumo	Consumo / disp.	Unidad	Consumo / ton	Unidad
Emulnor (3000 1 1/2x24)	17,65	kg/disp	0,41	kg/t
Detonadores no eléctricos	8,00	Unid/tal	0,19	Unid/t
Carmex	2,00	Unid/disp	0,05	Unid/t
Cordón detonante	10,00	m/disp	0,23	m/t
Mecha rápida	1,00	m/disp	0,02	m/ t
Tubería 51mm	3,33	Und/disp	0,08	m/ t
Tacos de arcilla	4,00	Und/disp	0,09	m/ t

La Tabla 25 resume el consumo de materiales en voladuras de bolsillo realizadas en dos bancos por disparo, con una producción de 42,72 toneladas de material. Se emplean 17,65 kg de emulsión por disparo, equivalente a 0,41 kg por tonelada, además de 8 detonadores no eléctricos (0,19 unidades/t) y 2 unidades de Carmex (0,05 unidades/t).

Asimismo, se utilizan 10 metros de cordón detonante (0,23 m/t), 1 metro de mecha rápida (0,02 m/t), 3,33 unidades de tubería de 51 mm (0,08 unidades/t) y 4 tacos de arcilla (0,09 unidades/t). Estos datos permiten evaluar la eficiencia operativa y optimizar el uso de insumos y costos en el proceso de voladura.

También se presenta un resumen del consumo de acero relacionado a esta operación.

Tabla 26 — Consumo de acero en voladura de bolsillo

Acero	Vida Útil	Vida Útil Real	Rendimiento	Ind. de Consumo
	m	m	t/unid.	
Brocas Ø=64 mm	200	160	341,76	t/unid
Barras	2,500	2,000	1 424,00	t/unid
Shank	2,000	2,000	4 272,00	m/unid.
Rimadora 127mm	500	425	22 748,66	t/unid

La Tabla 26 nos da una mirada clara al desgaste real del acero durante las voladuras de bolsillo. Aunque las brocas de 64 mm están diseñadas

para durar 200 metros, en la práctica solo alcanzan 160, lo que implica un consumo de 341,76 toneladas por cada una. Las barras, que deberían rendir 2,500 metros, realmente solo logran 2,000, con un consumo de 1,424 toneladas por unidad. Estos datos no solo evidencian el esfuerzo del acero en cada disparo, sino también la importancia de planificar con precisión para optimizar recursos. Además, la figura 34 ilustra cómo se distribuyen las cargas explosivas y cómo se realiza el carguío en los taladros, información esencial para una voladura segura y eficiente.

5.1.2.9 Cálculo de voladura secundaria

Para el cálculo de la voladura secundaria es trascendental determinar los parámetros de voladura secundaria.

Tabla 27 — Parámetros y cálculos de voladura secundaria

Parámetros	Valores	unidad
Dimensiones del banco	1	m ³
Toneladas /banco	3,56	T
Longitud perforación	0,6	M
IP (Kpi)	5,93	t/m
Emulnor (3000 1 1/8x12)	0,439	kg/tal
Factor de potencia	0,123	kg/t

La tabla 28 muestra proporciona una serie de parámetros clave relacionados con el rendimiento de las operaciones de perforación y voladura en un banco de material. Con una dimensión de 1 m³ por banco, se establece que cada banco contiene un total de 3,56 toneladas de material. La longitud de perforación es de 0,6 metros, lo que permite calcular el Índice de Perforación (KPI), que se sitúa en 5,93 toneladas por metro, indicando la eficiencia en la extracción de material por cada metro perforado. En términos de consumo de explosivos, se requiere 0,439 kg de emulsión por tonelada de material, lo que, junto con un factor de potencia de 0,123 kg por tonelada, sugiere un uso controlado de los explosivos para maximizar la

efectividad de la voladura. Estos datos son esenciales para optimizar los recursos y definir estrategias apropiadas en las operaciones mineras.

- **Índice de consumo en voladura secundaria**

El índice de consumo se calcula en índice de disparos, en este caso se realiza 2 bancos por disparo, y en cada disparo se obtiene un total de 7,12 Toneladas, obteniendo de esa manera la siguiente tabla que detalla el índice de consumo.

Tabla 28 — Índice de consumo en voladura secundaria

Índices de consumo	Consumo / disparo	Unidad	Consumo / t	Unidad
Emulnor (3000 1 1/8x12)	0,88	kg/disp	0,12	kg/t
Carmex	2	Unid/disp	0,28	Unid/t
Cordon detonante	25	m/disp	3,51	m/t

La Tabla 28 resume el consumo de explosivos y accesorios en voladura secundaria, donde por disparo se obtienen 7,12 toneladas de material. Se emplean 0,88 kg de emulsión (0,12 kg/t), 2 unidades de Carmex (0,28 u/t) y 25 m de cordón detonante (3,51 m/t). Estos datos permiten optimizar el uso de recursos y mejorar la eficiencia operativa.

También se detalla el consumo de aceros asociado al proceso.

Tabla 29 — Consumo de acero en voladura secundaria

Acero maquina chica	Vida util	Vida util real	Ind. de consumo	Unidad
	m/unid	m-perf/unid	ml/unid.	
Brocas Ø=38 mm	200	160	949,33	t/unid
Barras	2,500	2,000	11,867	t/unid

La Tabla 29 presenta el consumo de acero utilizado en la voladura secundaria, detallando la vida útil de los componentes y su rendimiento real en términos de perforación. En el caso de las

brocas de 38 mm, se establece una vida útil estándar de 200 metros por unidad, pero en la práctica, la vida útil real se reduce a 160 metros, lo que resulta en un índice de consumo de 949,33 toneladas por unidad, lo que sugiere un uso intensivo y posiblemente un desgaste acelerado de las brocas durante el proceso. Por otro lado, las barras muestran una vida útil de 2,500 metros, aunque la vida útil real es de 2,000 metros, con un índice de consumo significativamente mayor de 11,867 toneladas por unidad, lo que indica que su uso es extremadamente elevado y refleja la necesidad de un suministro constante de estos materiales en el proceso de voladura. Estos datos son cruciales para la planificación y optimización de recursos en operaciones mineras, permitiendo a los ingenieros evaluar y ajustar el consumo de acero en función de las condiciones operativas.

5.1.2.10 Diseño de malla de perforación

De acuerdo con la recopilación de los resultados obtenidos de todos los cálculos para el diseño de la nueva malla de perforación se resumen en la siguiente tabla.

Tabla 30 — Nuevos parámetros de voladura 20 metros de bancada

Parámetros	Valores	Parámetros	Valores
Ancho de block (m)	8,50	Altura de block (m)	20
Factor de esponjamiento(%)	1,50	Densidad t/m ³	3,56
Volumen esponjado (m ³)	255,00	Tonelaje (sobrexexcavado)	907,8
Volumen de elipsoide (m ³)	170,00	Tonelaje teórico (Elipsoide)	605,2
Total N° de taladros	13,00	Factor de potencia (kg/t)	0,16
N° de taladros a cargar	13,00	Metros perforados	167,6
N° de cartuchos	198,00	t/m	5,4



Total de explosivos (kg)	146,52	RMR	25
Burden ajustado (m)	1,00	Espaciamiento ajustado (m)	1,95

Interpretando los datos, se puede observar que el ancho y la altura del bloque son 8,50 m y 20 m, respectivamente, lo que define las dimensiones físicas relevantes para el proyecto. El factor de esponjamiento de 1,50 indica que, tras el proceso de voladura, el volumen del material se incrementará en un 50%, algo crucial para calcular las cantidades necesarias de explosivos. La densidad de 3,56 t/m³ proporciona información sobre el peso específico del material, mientras que los volúmenes y tonelajes calculados (255 m³ y 907,8 t) permiten planificar el movimiento de tierra.

Los datos sobre los taladros, como el número total (13) y los metros perforados (167,6), son indicativos del esfuerzo requerido para alcanzar los niveles deseados de perforación antes de la voladura. Los cartuchos de explosivos y el tonelaje de explosivos (146,52 kg) reflejan las necesidades específicas para lograr la fragmentación efectiva del material.

Finalmente, el Burden (1,7 m) y el espaciamiento (2 m) proporcionan información sobre la distancia entre taladros, lo que es esencial para garantizar una voladura eficiente y segura, mientras que sus versiones ajustadas (1,0 m y 1,95 m) permiten adaptar las operaciones a las condiciones específicas del sitio de trabajo en este caso para una bancada de 20 m. En resumen, los datos reflejan la complejidad y detallado planeamiento que requieren las operaciones de minería, garantizando la optimización de recursos y seguridad en el proceso.

AutoCAD para el diseño de malla:

En cuanto al diseño de la malla, la distribución de perforación es clave. Las líneas rojas en la imagen representan los ángulos y la dirección de los agujeros de perforación. La disposición estratégica de estos agujeros permite lograr una fragmentación más eficiente del material, lo que es vital para las operaciones mineras. Además, el

ángulo de inclinación de los agujeros es crucial para maximizar la fragmentación y minimizar los residuos, facilitando así la recuperación del material fragmentado.

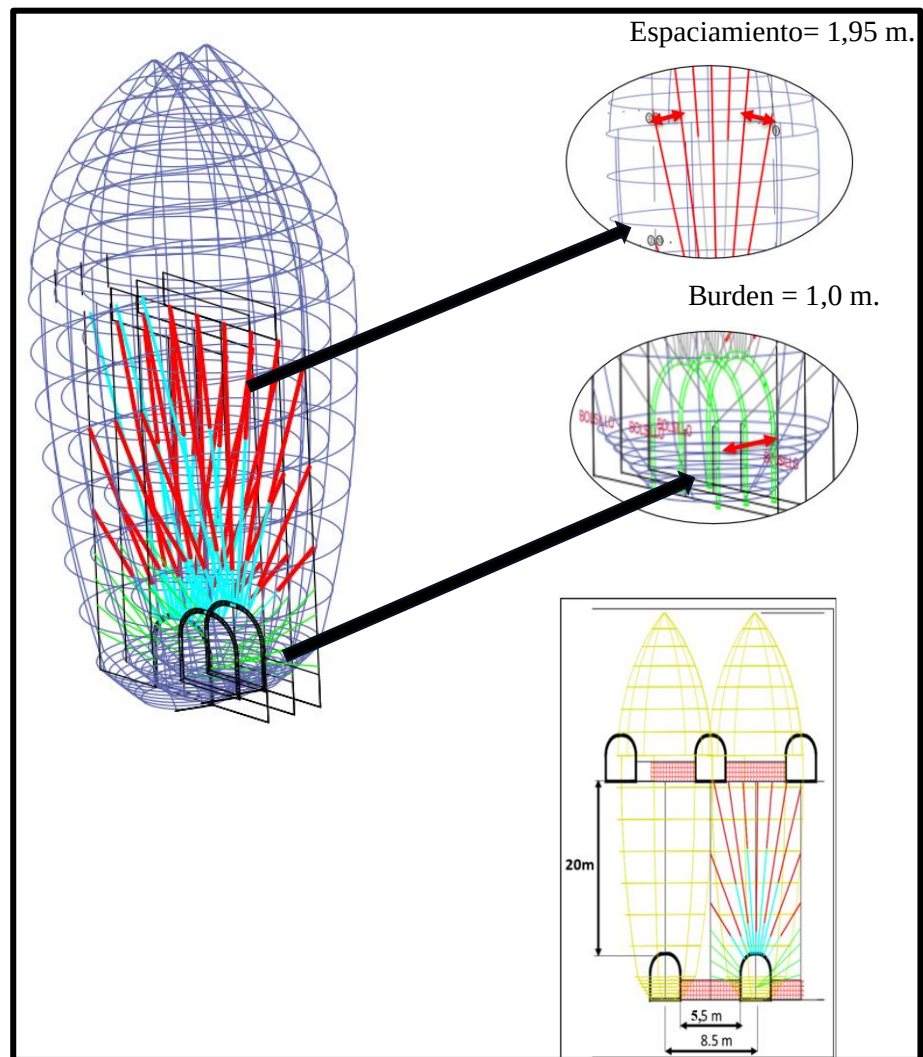


Figura 31 — Diseño propuesto pilar 5,5 m – altura de block 20 m

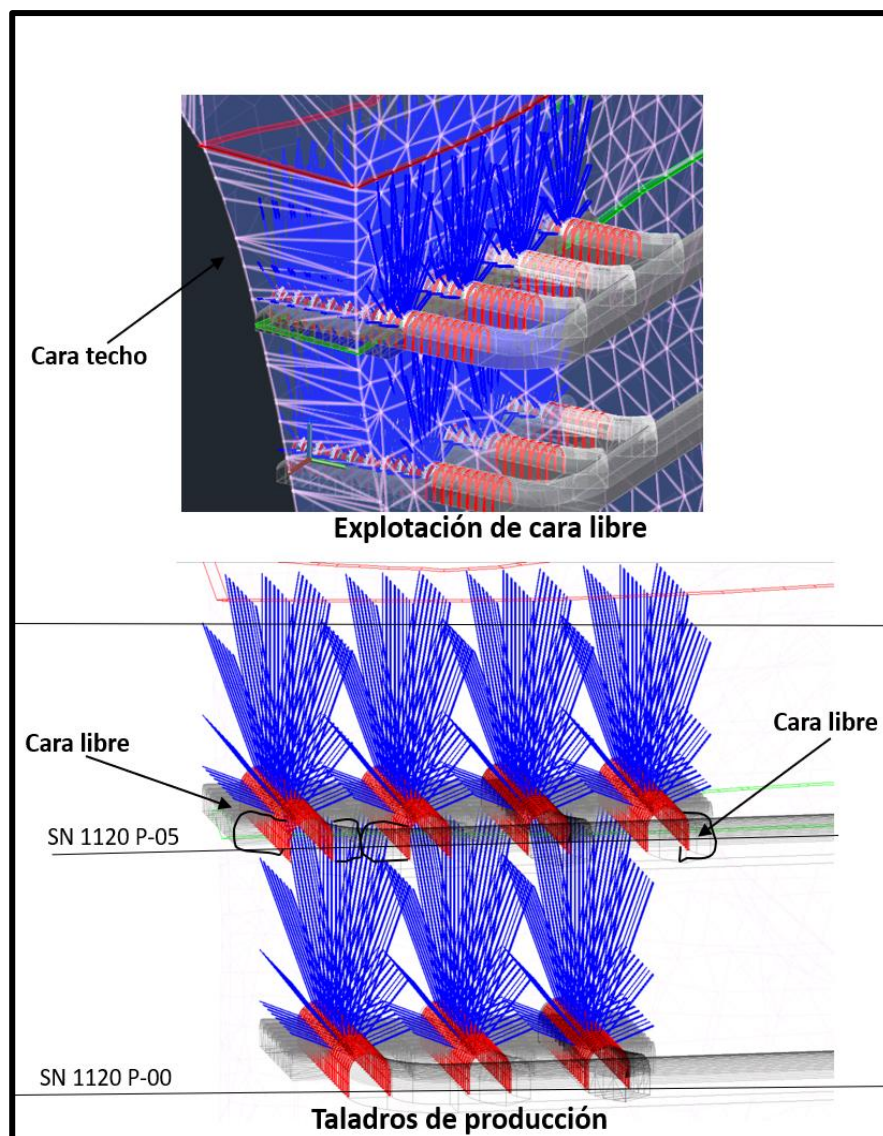


Figura 32 — Explotación de cara libre y taladros de producción

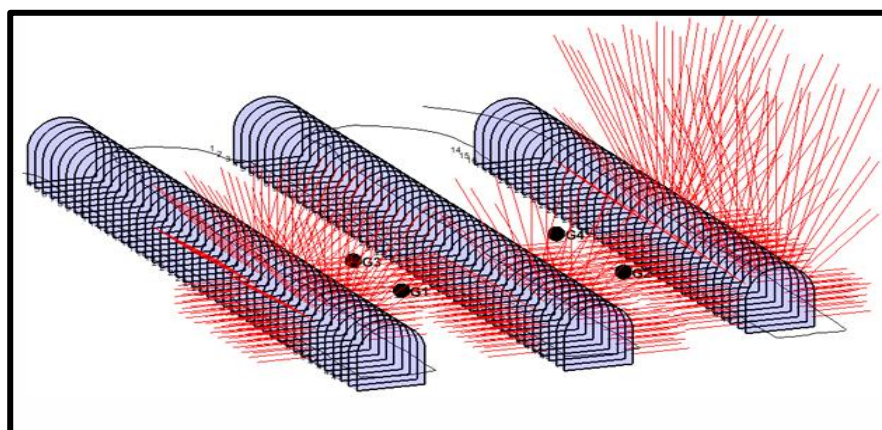


Figura 33 — Área de influencia de las secciones de perforación

5.1.2.11 Simulación de voladura con programa JK SimBlast

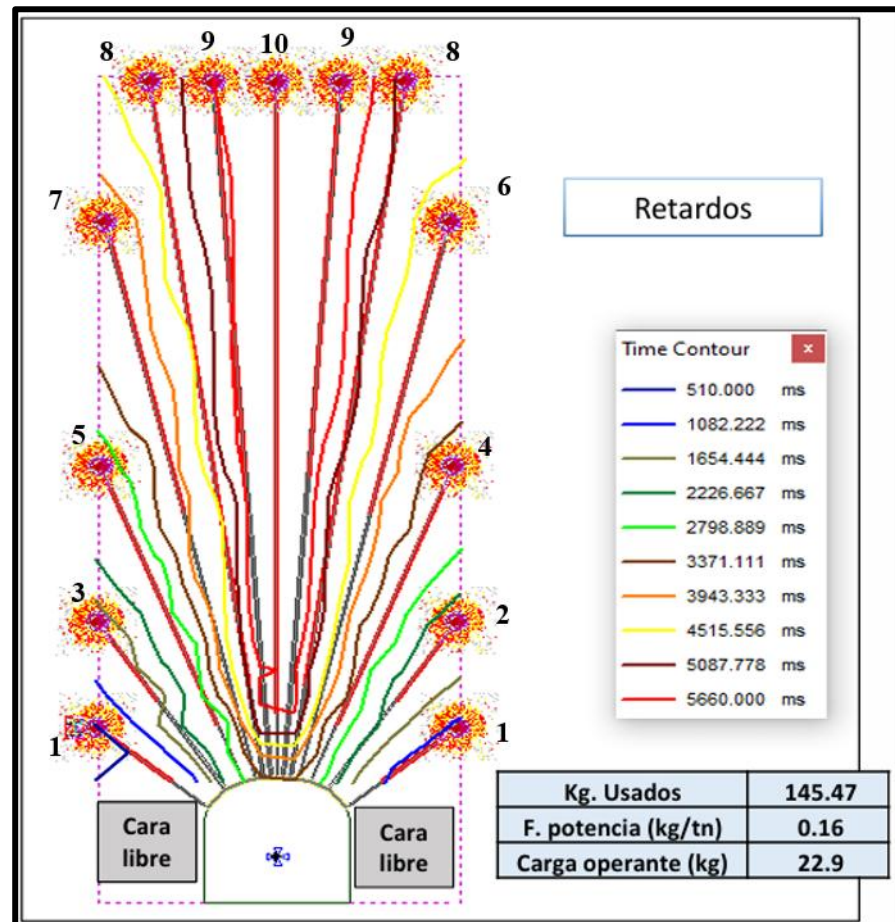


Figura 34 — Secuencia de retardos de vista perfil

La figura 34 muestra una representación gráfica de la "secuencia de retardo" en un proceso de voladura, vista en perfil. Este tipo de gráfico es fundamental en la minería y la ingeniería de explosivos, ya que permite visualizar cómo se coordina el tiempo de detonación de los diferentes explosivos utilizados.

- **Estructura:** En el centro, se observa un diagrama que representa la disposición de los explosivos, marcados por líneas que conectan a las detonaciones. Estas líneas están coloreadas, indicando diferentes tiempos de retardo en milisegundos.
- **Colores:** Cada línea tiene un color distinto, que corresponde a un intervalo de tiempo específico. La leyenda en la parte derecha muestra los tiempos asociados con cada color, comenzando desde

510 ms hasta 5,800 ms, lo que sugiere una secuencia escalonada en la detonación de cada explosivo.

- **Detalles adicionales:** En la parte inferior, se encuentran especificaciones sobre la cantidad total de explosivo utilizado (145,47 kg), junto con datos sobre la "fuerza potencia" y "carga operante", que ayudan a entender la efectividad y el diseño de la voladura.
- **Cuerpos y caras libres:** Se indican "caras libres", que son zona donde el material no está obstaculizado, lo que es relevante para la dinámica de la explosión y la fragmentación del material.

Este gráfico es crucial para la planificación efectiva de las voladuras, ya que una correcta secuenciación y temporización de los retardos puede optimizar los resultados en términos de seguridad, control de vibraciones y eficiencia en la fragmentación del material.

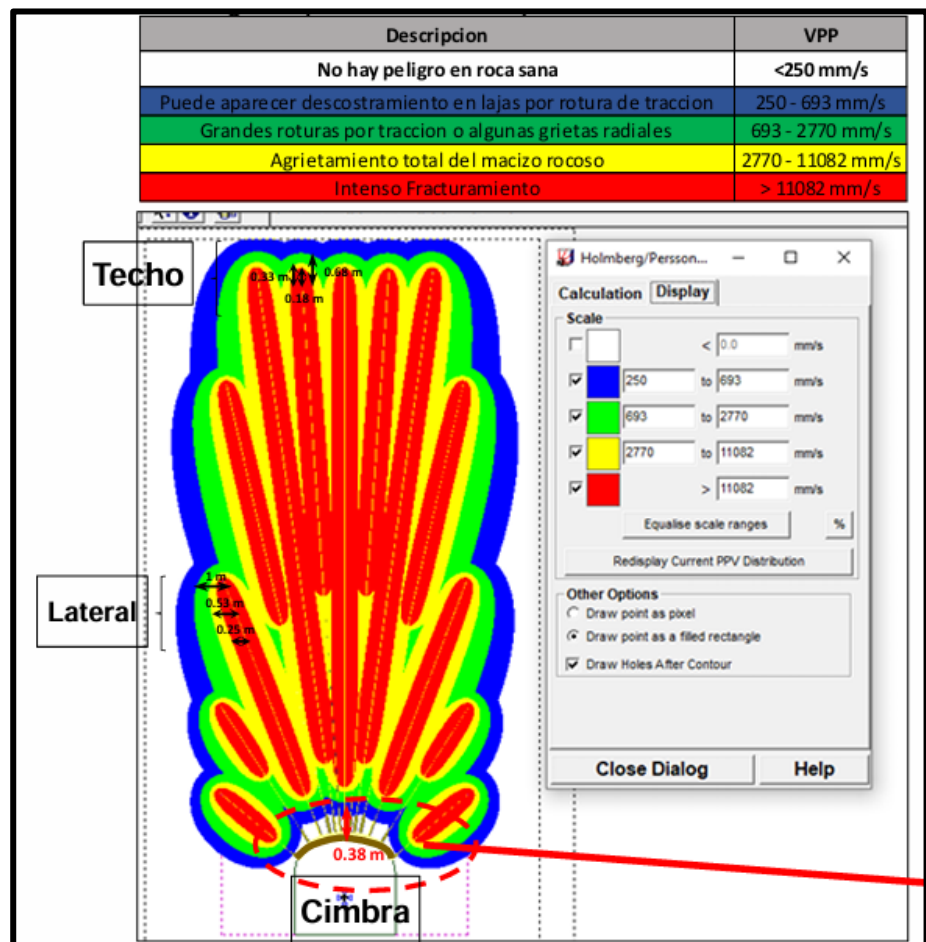


Figura 35 — Representación del impacto de lo taladros en el macizo rocoso

La Figura 35 representa el impacto de los taladros en el macizo rocoso, mostrando distintos estados de fracturación y riesgos, a través de un código de colores y una escala de velocidades de ondas de presión (VPP).

- **Azul:** Indica que no hay peligro en roca sana, lo que se relaciona con velocidades de ondas menores a 250 mm/s.
- **Verde:** Indica la posibilidad de descostramiento en lajas por rotura de tracción con VPP entre 250 y 693 mm/s.
- **Amarillo:** Refleja "grandes rupturas por tracción o algunas grietas radiales", abarcando VPP de 693 a 2,770 mm/s.
- **Naranja:** Denota "agrietamiento total del macizo rocoso", con un rango de 2,770 a 11,082 mm/s.
- **Rojo:** Sugiere un "intenso fracturamiento", que ocurre cuando las velocidades superan los 11,082 mm/s.

Además, la figura 33 presenta una representación clara de las dimensiones de las secciones perforadas, donde etiquetas como "techo", "lateral" y "cimbra" nos ayudan a identificar cómo cada una de estas áreas se ve afectada por las ondas generadas durante el proceso de voladura. En particular, la cimbra se destaca en la parte inferior, con medidas específicas que son cruciales para garantizar un soporte estructural adecuado en el ámbito de la minería. A través de un código de colores y escalas, la imagen ilustra el impacto de las ondas de presión sobre el macizo rocoso, lo que proporciona a los ingenieros una herramienta fundamental para evaluar la estabilidad y la seguridad del entorno post-explosión. Esta información es vital para la planificación y ejecución de operaciones mineras seguras, asegurando que el terreno circundante permanezca firme y libre de riesgos tras la detonación.

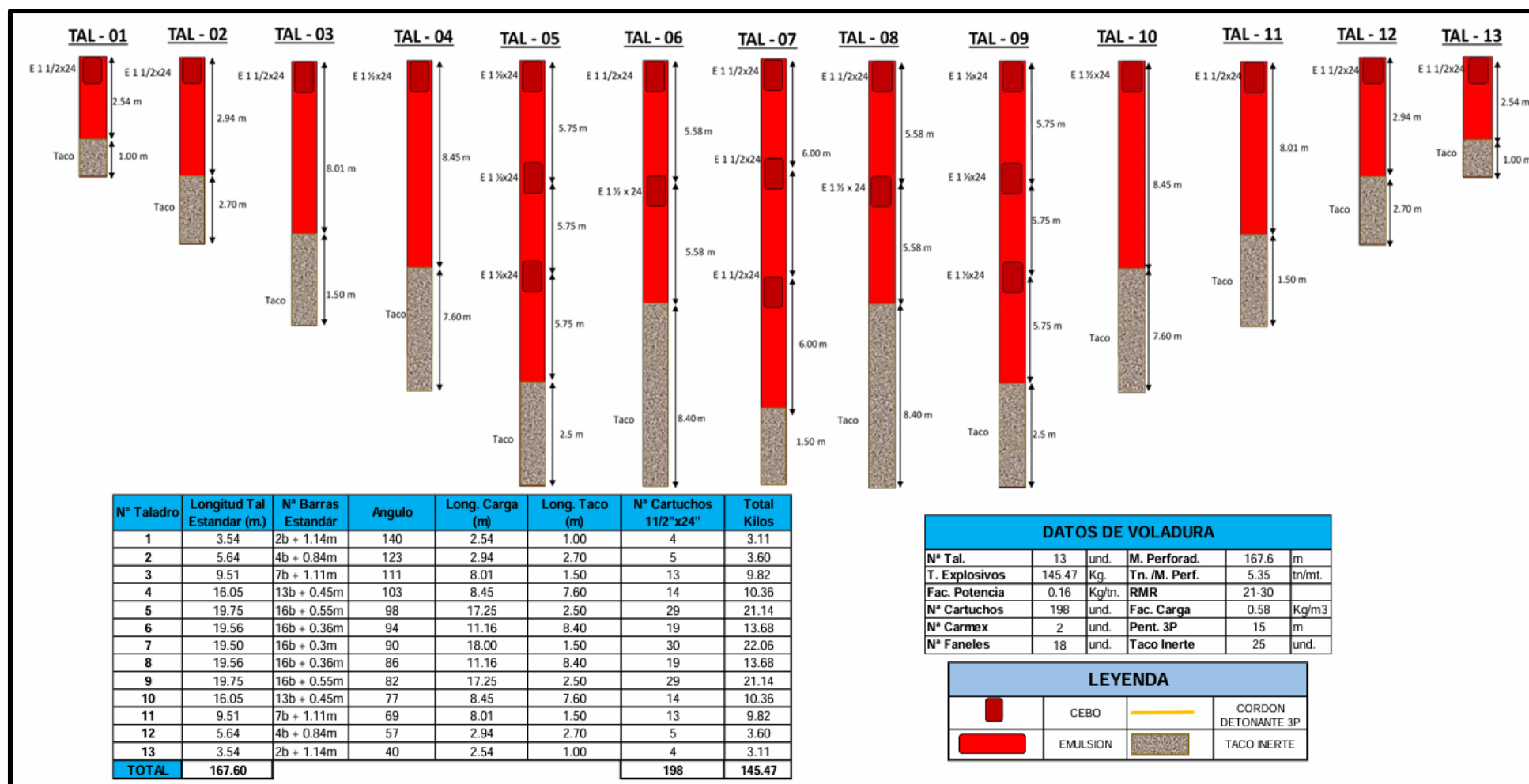


Figura 36 — Distribución de carga y diagrama de carguío de los taladros.

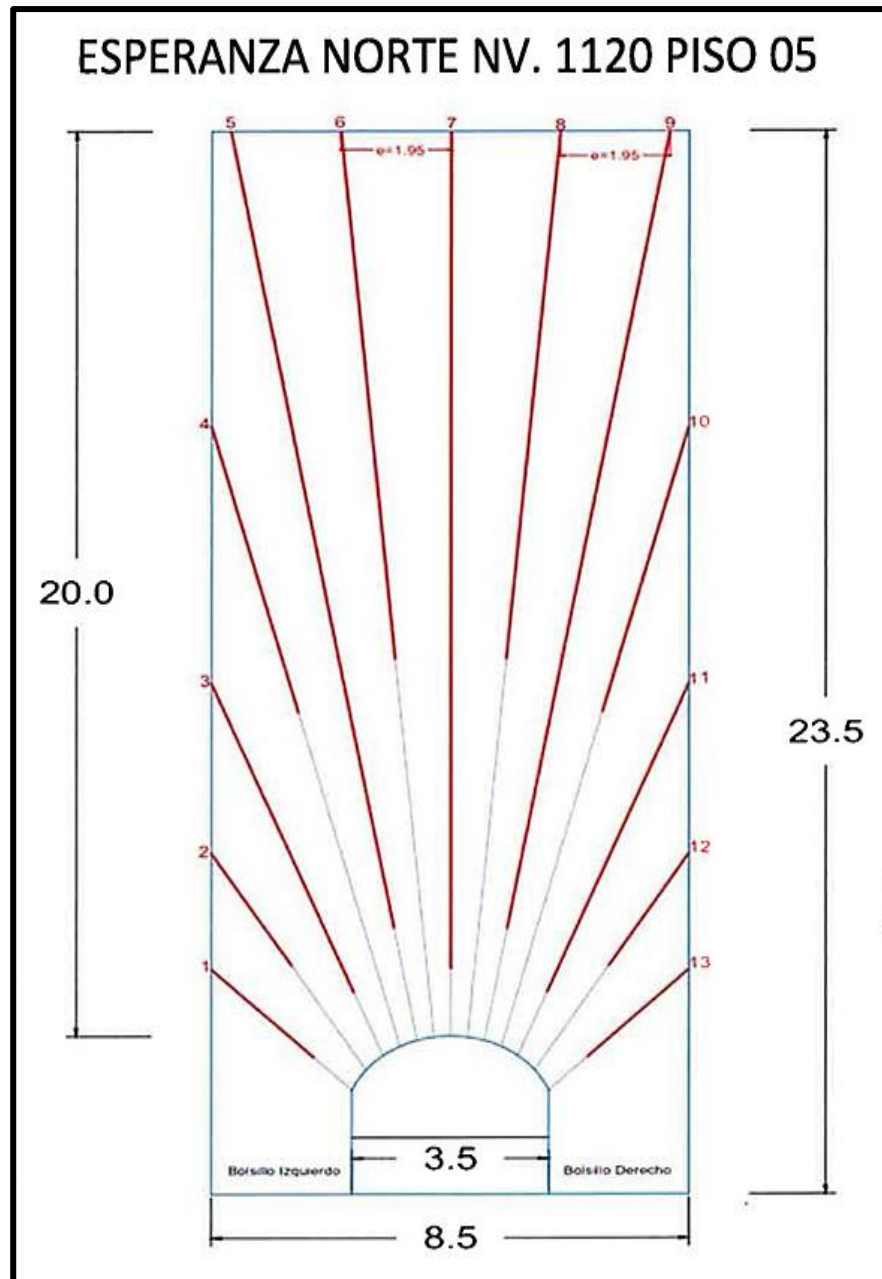


Figura 37 — Distribución de carga para la nueva malla de perforación

5.1.2.12 Cálculo de accesorios de perforación

Teniendo en consideración el diámetro de perforación es igual a 2,5 pulgadas equivalente a 64 mm, con un diámetro de tubería de 51 mm, se realiza el diseño de perforación de tipo taladros largos en abanico, en lo cual se realiza 167,60 metros perforados con 17 barras.

- **Cálculo de índice de perforación (KPI)**

El cálculo del Índice de Perforación (KPI, por sus siglas en inglés) es una medida utilizada en minería y en la industria de la construcción para evaluar la eficiencia de las operaciones de perforación. Este índice permite a las empresas analizar su rendimiento en comparación con estándares establecidos o resultados anteriores. Según el cálculo es el total de tonelaje a remover entre el total de metros perforados, para lo cual se presenta la siguiente tabla de parámetros.

Tabla 31 — Parámetros básicos de perforación con la malla de perforación

Parámetros	Valores	Unidad
Burden	1	m
Espaciamiento	1,95	m
Ancho del block	8,5	m
Altura de block	20	m
Factor de esponjamiento	1,5	%
Volumen de roca para mover	255	m ³
Densidad	3,56	t/m ³
Tonelaje para remover	897,1	t/fila
Numero de taladros	13	tal/disp
Metros perforados	167,6	m

Para el cálculo de índice de perforación se reemplaza lo siguiente:

$$IP (Kpi) = \frac{\text{tonelaje para remover (t/fila)}}{\text{metros perforados (m)}}$$

$$IP (Kpi) = \frac{897,1 \text{ t/fila}}{167,6 \text{ m}} = 5,35 \text{ t/m}$$

- **Consumo de acero**

La Tabla 32 presenta información sobre Especificaciones técnicas del acero utilizado en el proceso de perforación con una nueva malla de perforación en el contexto de la Mina Yauricocha, ubicada en Lima. Esta tabla proporciona detalles específicos sobre las dimensiones y cantidades de acero requeridas para llevar a cabo la perforación en la bancada de 20 metros en el cuerpo Esperanza Norte, a una elevación de 1120 metros en el piso 05. Los datos son

cruciales para comprender la eficiencia y el planeamiento de recursos en las operaciones de perforación

Tabla 32 — Especificaciones técnicas del acero utilizado en el proceso de perforación

Cantidad de acero	Valores	Unidades
Long. Perforación máxima	24	m/tal
Long. Barra	1,2	m
Nº barras usadas	20	barras
Nº barras Practica	17	barras/columna

Según la tabla 32 se muestra la longitud de perforación máxima (24 m/tal): Este valor indica que cada taladro puede alcanzar una longitud máxima de 20 metros. Esta medida es fundamental para determinar el diseño de la malla de perforación y el alcance de las operaciones. Asimismo, se muestra la longitud de Barra (1,2 m): Cada barra de perforación tiene una longitud de 1,2 metros. Este dato es esencial para la planificación del número de barras necesarias y su uso en el proceso de perforación.

Por otro lado, muestra el número de barras usadas (17 barras): Se han utilizado un total de 17 barras para realizar la perforación. Este número refleja la cantidad de material de acero que se ha implementado en la operación actual, lo cual es un indicativo del esfuerzo requerido para alcanzar la profundidad deseada.

En resumen, la información presentada en la tabla permite a los responsables de la operación minera evaluar el consumo de aceros en función del diseño de la malla de perforación. Al tener claros los valores de longitud y número de barras, se facilita la planificación de recursos, optimizando costos y asegurando la eficacia en las labores de perforación. Además, estos datos permiten establecer un control sobre el consumo de materiales en el proceso, lo que es vital para la gestión ambiental y la sostenibilidad en las operaciones mineras.



Tabla 33 — Consumo de acero en el proceso de perforación con la nueva malla diseñada

Acero	Vida util	Vida util real	Rendimiento
	m	m	t/unid.
Broca 64 mm	800	680	3 639,79
Barras (columna)	3000	2550	1 364,92
Shank	2000	2000	10 705,25
Rimadora 5"	1000	850	45 497,32

La Tabla 33 proporciona un análisis detallado del consumo de acero en el proceso de perforación utilizando una nueva malla diseñada en la Mina Yauricocha, específicamente en el cuerpo Esperanza Norte, a una elevación de 1120 metros en el piso 05. La información incluye la vida útil teórica de los componentes, la vida útil real obtenida y el rendimiento en toneladas por unidad. Para la broca de 64 mm, se esperaba un rendimiento de 800 m, pero se logró un uso real de 680 m, resultando en un rendimiento notablemente alto de 3 639,79 t/unid. En el caso de las barras (columna), de una vida útil teórica de 3000 m, se utilizó realmente 2550 m, obteniendo un rendimiento de 1 364,92 ton/unid. El shank registró una vida útil real de 2000 m, coincidiendo con su duración esperada y un rendimiento de 10 705,25 ton/unid. Finalmente, la rimadora de 5" mostró una vida útil de 1000 m, con una vida útil real de 850 m al 85% de eficiencia y un rendimiento de 45 497,32 ton/unid. Estos datos reflejan la eficacia en el uso de aceros en el proceso de perforación, así como la capacidad de la nueva malla para maximizar la durabilidad y el rendimiento de los componentes, lo cual es crucial para la optimización de recursos y la reducción de costos operativos en la minería.

5.1.2.13 Eficiencia de la excavación

Dada las dimensiones del proceso de minado en la operación de voladura incluyen un ancho de minado de 8.5 metros, una altura de 20 metros y un burden de 1 metro. Estos parámetros son fundamentales para optimizar la fragmentación del material y mejorar la eficiencia del proceso. El ancho determina la extensión lateral de la excavación, mientras que la altura influye en la cantidad de material removido en cada ciclo. Por su parte, el burden, que representa la distancia entre el frente de carga y la perforación más cercana, juega un papel clave en la distribución de la energía de la voladura, asegurando una fragmentación adecuada y minimizando la pérdida de energía.

Tabla 34 — Cálculo de eficiencia de excavación

Descripción	Unidad	Valores
Volumen de excavación teórica	m ³	170
Densidad mineral	t/m ³	3,56
Tonelaje para excavar teóricamente	t	605,2
factor de humedad	%	1,5
Tonelaje para excavar (t) / cuerpo	t/cuerpo	907,8
Tonelaje recuperado real / cuerpo	t.real/cuerpo	625
Eficiencia de excavación	%	69
Numero de cucharas extraídas	und	125
Capacidad de cuchara nominal (t)	t/cuchara	5
Tonelaje	t	625

La eficiencia de excavación es del 69%, lo que indica que se recuperó una cantidad significativa del material esperado. Se excavaron teóricamente 907,8 toneladas considerando el factor de humedad y el descaje, pero en la práctica se logró recuperar 625 toneladas. Además, el número de cucharas utilizadas concuerda con el tonelaje recuperado, lo que valida la precisión en el control de extracción. Estos cálculos permiten evaluar la efectividad del proceso minero y optimizar futuras voladuras. Dichos datos son calculados acuerdo con el control de extracción de mineral por cuerpo (Anexo 6).

5.1.2.14 Tiempo de ciclo de perforación

Se hizo nuevo de diseño de malla por lo que hay 2 ciclos en los cuales en 13 metros se perfora 97,9 metros usando 11 barras de perforación, mientras que en banco de 20 metros se perfora 167,6 metros, usando 17 barras, en cuales se muestra la comparación en las tablas siguientes

Tabla 35 — Tiempo del ciclo de perforación con 13 metros de banco (antes)

Tiempos calculados	Minutos	Horas
Instalación de equipo	5,00	0,083
Posicionamiento de equipo	2,00	0,033
Posicionamiento de brazos (Por 11 taladros)	7,00	0,117
Instalación de broca	0,17	0,003
Tiempo de instalación de equipo	14,17	0,236
Tiempo de perforación por barra (1.20 m)	0,77	0,013
Aumento de barra	0,20	0,003
Recuperación de barra	0,30	0,005
Tiempo ciclo	130,22	2,17

Tabla 36 — Tiempo del ciclo de perforación con 20 metros de banco (después)

Tiempos calculados	Minutos	Horas
Instalación de equipo	5,00	0,083
Posicionamiento de equipo	2,00	0,033
Posicionamiento de brazos (Por 13 taladros)	11,00	0,183
Instalación de broca	0,17	0,003
Tiempo de instalación de equipo	18,17	0,303
Tiempo de perforación por barra (1,20 m)	0,77	0,013
Aumento de barra	0,20	0,003
Recuperación de barra	0,30	0,005
Tiempo ciclo	216,66	3,61

El tiempo total del ciclo de perforación ha experimentado un aumento significativo, pasando de 130,22 minutos a 216,66 minutos, lo que equivale a un incremento del 66%. Esta variación podría señalar una mayor complejidad en el nuevo diseño de malla, a pesar de que se ha

incrementado el área de perforación por incremento de perforación (DPI).

En cuanto a la eficiencia del uso de barras, se observa un cambio notable en la cantidad utilizada. Antes, se emplearon 11 barras para perforar 97,9 metros, mientras que después se utilizaron 17 barras para alcanzar una perforación de 167,6 metros. Este cambio sugiere una mayor densidad de perforación en el ciclo posterior, lo que implica que, aunque ha aumentado el volumen de perforación, también se requiere más tiempo y recursos para llevar a cabo el proceso.

Además, el tiempo destinado al posicionamiento de brazos ha aumentado de 7,00 minutos para 11 taladros a 11,00 minutos para 13 taladros. Este incremento en el tiempo sugiere una mayor complejidad en la operación, lo que repercute en la duración total del ciclo.

En cuanto a la instalación del equipo, se ha mantenido en niveles constantes; sin embargo, es importante destacar que ha habido un incremento considerable en el tiempo de otras áreas del ciclo. Este hecho debe ser considerado al evaluar la eficiencia general del proceso de perforación.

Por último, aunque el nuevo diseño permite perforar una mayor cantidad de metros, el tiempo adicional requerido sugiere que es necesario realizar un análisis más profundo sobre el equilibrio entre la cantidad de perforación y el tiempo empleado. Si bien aumentar la cantidad de perforación puede resultar beneficioso, el incremento en el tiempo del ciclo puede plantear la duda sobre su sostenibilidad a largo plazo.

5.1.3 Análisis de costos en perforación y voladura.

5.1.3.1 Costo de perforación y voladura

El costo de perforación estimado será en relación del costo de aceros, mano de obra, equipo y energía utilizada, como las que se muestra en las tablas siguientes:



Tabla 37 — Costo de aceros de perforación

Descripción	Cantidad	Pu us\$	Total us\$
Barra de extensión r32 4'	17	42,96	730,32
Broca rimadora 64mm	1	159,70	159,70
Shank adapter macho hc-40 r32	1	327,34	327,34
Rimadora	1	367,57	367,57
Total			1 584,93
Nota: Departamento de costos y productividad			

La tabla 38 muestra como resultado \$ 1 584,93, tomando los metros a perforar para la nueva malla de perforación (167,9 m) se tiene un costo \$/m de 10,38, añadiendo el costo de perforación que incluye mano de obra y energía presente en la siguiente tabla:

Tabla 38 — Costo de perforación (equipo, mano de obra y energía)

Descripción	PU - US\$
Perforación con barras de 1.20 m (incluye mano de obra y energía)	16,52
Nota : Departamento de costos y productividad	

Se obtendrá un resultado de \$ 26,9 por metro perforado, por ende, para bancada de 13 m \$ 2 630,82 y para la bancada de 20 m se tiene \$ 4 508,44 teniendo una diferencia de \$ 1 877,62, entonces una planificación adecuada y el uso eficiente de recursos son claves para garantizar la rentabilidad y sostenibilidad del proceso.

La voladura es una de las etapas más críticas y costosas en el proceso de extracción minera, influenciando de manera significativa la eficiencia operativa y los costos generales del proyecto. En este contexto, la tabla 40 presenta un análisis detallado de los costos asociados a la voladura en la minería mediante el método de hundimiento por subniveles con una bancada de 13 metros, antes de la implementación de cambios de diseño de malla.

Tabla 39 — Costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 13 m (antes)

Índices de consumo	Cantidad	Factor		US\$ Voladura
Emulnor (3000 1 1/2X24)	126,00	0,21	kg/t	\$ 176,40
Detonadores no eléctricos 12 m	16,00	1,94	\$/Und	\$ 31,04
CARMEX	2,00	0,62	\$/Und	\$ 1,24
Cordón detonante	15,00	0,21	\$/Und	\$ 3,15
Mecha rápida	0,20	0,39	\$/Und	\$ 0,08
Tubería 51 mm	35,00	1,59	\$/Und	\$ 55,65
Tacos de arcilla	11,00	0,32	\$/Und	\$ 3,52
Precio total				\$ 271,08

La tabla 39 muestra diferentes índices de consumo y costos individuales relacionados con los materiales y explosivos utilizados en la voladura.

- **Emulnor (3000 1 1/2*24):** Se consume una cantidad de 126 kg por tonelada, representando el mayor gasto en voladura con un costo total de \$176,40, lo que subraya su importancia en la efectividad del proceso de voladura.
- **Detonadores no eléctricos de 12 m:** Con un consumo de 16 unidades y un costo total de \$31,04, muestran la dependencia de tecnologías que facilitan la iniciación controlada de explosivos.
- **CARMEX, Cordón detonante, mecha rápida y tubería de 51 mm:** Aunque cada uno de estos materiales contribuye a la operación minera, sus costos son significativamente menores, con un total combinado que suma \$60,27.
- **Tacos de arcilla:** Con un consumo de 11 unidades, su costo de \$3,52 es relativamente bajo en comparación con otros insumos. El costo total de la voladura asciende a \$271,08, reflejando la suma de todos los gastos asociados. Este valor total es crucial para la evaluación del método hundimiento por subniveles, permitiendo a los gestores mineros identificar áreas de mejora en términos de costos y eficiencia. El análisis de esta tabla no solo resalta los gastos actuales, sino que también sirve como un punto de referencia para futuros estudios y posibles ajustes en la

metodología de voladura que reduzcan costos sin comprometer la seguridad y la eficacia en la extracción.

Por otro lado, se presenta la tabla 41, sobre los costos de voladura a una bancada de 20 metros, esta información es vital para la planificación y evaluación económica del proceso, proporcionando una base para la toma de decisiones informadas en la gestión de recursos y la optimización de costos.

Tabla 40 — Costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m (después)

Índices de consumo	Cantidad	Factor		US\$ Voladura
Emulnor (3000 1 1/2X24)	146,30	0,21	kg/t	\$ 328,62
Detonadores no eléctricos 18 m	18,00	2,05	\$/Und	\$ 36,90
CARMEX	2,00	0,62	\$/Und	\$ 1,24
Cordón detonante	42,00	0,21	\$/Und	\$ 8,82
Mecha rápida	1,00	0,39	\$/Und	\$ 0,39
Tubería 51 mm	65,00	1,59	\$/Und	\$ 103,35
Tacos de arcilla	11,00	0,32	\$/Und	\$ 3,52
Booster	10,00	1,43	\$/Und	\$ 14,27
Precio total				\$ 497,11

La tabla 40 presenta un análisis detallado de los costos asociados a la voladura en el minado mediante el método de hundimiento por subniveles, específicamente con una bancada de 20 metros en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120, piso 05 de la Mina Yauricocha en Lima. Esta información es fundamental para comprender la implicación económica de la técnica de voladura empleada y su evolución en comparación con la bancada de 13 metros.

- **Emulnor (3000 1 1/2*24):** El consumo de emulsión ha aumentado a 146,30 kg por tonelada, lo que resulta en un costo de \$328,62. Este incremento en el uso de emulsión sugiere que puede ser necesario un mayor volumen de explosivo para

optimizar la eficacia de la voladura en la banca más alta, lo que puede deberse a la mayor cantidad de material a fracturar.

- **Detonadores no eléctricos (18 m):** El uso de 18 unidades lleva a un costo de \$36,90, mostrando un ligero aumento en comparación con el anterior método, reflejando la importancia de garantizar un inicio controlado y seguro de las voladuras.
- **Mecha rápida:** Se observa una reducción en su uso, con solo 1 unidad requerida, incidiendo solo \$0,39, lo que puede reflejar una optimización en su aplicación o una estrategia de voladura diferente.
- **Tubería de 51 mm:** El consumo se disparó a 65 unidades con un costo total de \$103,35, lo que sugiere que las operaciones en la bancada de 20 metros requieren una infraestructura más robusta para la gestión de explosivos.
- **Tacos de arcilla:** Se mantiene un consumo constante de 11 unidades a \$3,52, lo que indica que su uso sigue siendo relevante para asegurar la efectividad de la voladura.
- **Booster:** La inclusión de 10 unidades a un costo de \$14,27 es notable, ya que refleja una estrategia de voladura que incorpora elementos adicionales para mejorar el rendimiento de los explosivos.

El costo total de la voladura en esta configuración es de \$497,11, significativamente más alto que el costo de la bancada de 13 m. Este aumento refleja no solo la mayor cantidad de materiales requeridos, sino también la complejidad asociada con el uso de una bancada más profunda, lo que puede requerir cambios en la técnica y el equipamiento en la operación minera. Esta información es crucial para evaluar la rentabilidad del método hundimiento por subniveles en esta modalidad y para la planificación financiera y operativa futura del proyecto. El análisis de estos costos puede ayudar a identificar áreas para optimizar el uso de recursos y mejorar la eficiencia en las operaciones de voladura. Finalmente se presenta a detalle la

diferencia de costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles antes y después de la nueva malla de perforación.

Tabla 41 — Diferencia de costos en voladura en el minado por hundimiento por subniveles antes y después de la nueva malla de perforación.

Índices de consumo	Antes (13 m)	Antes (20 m)	Diferencia
Emulnor (3000 l 1/2X24)	\$ 176,40	\$ 328,62	152,22
Detonadores no eléctricos 12 m	\$ 31,04	\$ 36,90	5,86
CARMEX	\$ 1,24	\$ 1,24	-
Cordón detonante	\$ 3,15	\$ 8,82	5,67
Mecha rápida	\$ 0,08	\$ 0,39	0,31
Tubería 51 mm	\$ 55,65	\$ 103,35	47,7
Tacos de arcilla	\$ 3,52	\$ 3,52	-
Bouster		\$ 14,27	14,27
Precio total	\$ 271,08	\$ 497,11	226,03

La tabla 41 presenta una comparativa de los parámetros y costos de voladura en la operación minera del cuerpo Esperanza Norte, Nivel 1120, Piso 05 de la Mina Yauricocha en Lima, en dos momentos distintos: antes y después de implementar cambios en la técnica de perforación.

5.1.3.2 Costo por tonelada extraída

De acuerdo con los análisis mostrados se resume que el costo de preparación es mayor al costo de producción ya que por desarrollo y preparación es un promedio de 6,84 \$/t y la de explotación oscila entre 5,92 a 8,5 \$/t:



Tabla 42 — Diferencia de parámetros y costos de perforación

Descripción	Antes	Después	Diferencia
Altura block	13,00	20,00	7,00
Toneladas	393,89	605,00	211,11
\$/m	26,90	26,90	-
Metros perforados	97,8	167,1	70,1
\$/Disparo	271,08	497,11	226,03
\$/t	7,36	8,25	0,89

Altura Block: Se observa un aumento significativo en la altura del bloque, pasando de 13,00 m a 20,00 m, lo que representa un incremento de 7,00 m. Este cambio sugiere un ajuste en la estrategia de explotación para abordar una mayor cantidad de material en una sola pasada, lo que puede mejorar la eficiencia operativa.

Toneladas: La cantidad de toneladas perforadas también muestra un aumento considerable, de 393,89 t a 605,00 t, lo cual refleja un incremento de 211,11 t. Esto indica que la nueva técnica permite extraer más material, lo que puede resultar en una mejora en la productividad global de la operación minera.

Metros Perforados: Ha habido un aumento significativo en los metros perforados, pasando de 97,8 m a 165,1 m, lo que representa un incremento de 67,3 m. Este aumento en la longitud de perforación es un indicador de la efectividad del proceso de perforación y puede ser decisivo para la planificación estratégica en futuras operaciones.

El costo por tonelada, se observa un aumento de 0,89 \$/t la cual es significativa para tomar el diseño de manera óptima, analizando su afectación de acuerdo al tonelaje mensual.

En resumen, la implementación de cambios en la técnica de perforación ha mostrado beneficios en términos de mayor volumen de material extraído y eficiencia en los costos de perforación. Sin embargo, el aumento en el costo por disparo y por tonelada indica que es necesario realizar un análisis más profundo para evaluar la rentabilidad global de la operación. La información presentada en esta

tabla es esencial para la toma de decisiones estratégicas, así como para futuras optimizaciones en el proceso de perforación y voladura en la Mina Yauricocha.

5.1.3.3 Costo por unidad de producción

Tabla 43 — Costo de método para 13 y 20 m de bancada

Descripción	Antes	Después	Diferencia
Eficiencia t/hombre -guardia)	60	81	21
Costo (\$/tms)			
Desarrollo y preparación	6,84	6,84	0
Explotación	7,36	8,25	0,89
Servicios	2,3	2,3	0
Total	16,5	17,39	0,89

Tomando en cuenta la producción de las ventanas 02, 03 y 04 con bancada de 20 m y para la diferencia la ventana 15 de 13 m de bancada.

La producción de las ventanas fue:

- V.02= 5 997,02 tms
- V.03= 6 065,2 tms
- V.04 = 17 657,904 tms
- V.15 = 10 010,18 tms

De acuerdo con la tabla 44 se incrementa la eficiencia de producción t/hombre a 81 t de 60 t anteriormente.

5.1.4 Análisis de productividad

5.1.4.1 Tiempo de ciclo de producción

En este punto se analizó el tiempo total desde la perforación, hasta el carguío de mineral.

Scoop: Se trabaja con Scoops a telemando los cuales dependen de la pericia del operador, carga mineral, disponibilidad del equipo y otros factores propios del método.

La tabla 42 muestra los controles de tiempo para una bancada de 13 m con una distancia de acarreo de 95 m, el tiempo ciclo es de 4,6 min,



teniendo una eficiencia de 87% de cuchareo al momento de limpieza, 4,46 toneladas de un real de 5,12 tn.

Por otro lado, la tabla 43 muestra los controles para bancada de 20 m con una distancia de acarreo de 128 m, el tiempo ciclo es de 4,97 min, teniendo una eficiencia de 86% de cuchareo al momento de limpieza, 4,38 toneladas de un real de 5,12 t.

Los tiempos varían de acuerdo con la cantidad de carga que se tiene en las ventanas de explotación detallados.



OPERADOR: CRISPIN PAITAMPOMA EDER SD-04 HORA INICIO: 2:25 p. m. HORA FINAL: 5:10 p. m. TURNOS DIA												
FECHA	Nº CUCHARAS	ARRANQUE	ESTACIONAMIENTO DEL EQUIPO	TRASLADO OPERADOR A MESA TELEMANDO	ENCENDIDO DE TELEMANDO	USO DE TELEMANDO OPERACIÓN	TRASLADO OPERADOR DE AL EQUIPO	TRASLADO DE CARGA A LA CM.ACUMULACION	TRASLADO DE LA CM.ACUMULACION AL TELEMANDO	CICLO DE MINADO DE LA v.15 (MIN)	CAPACIDAD CUCH. 5.12 TN	TONELAJE
28/12/2022	1	00:01:00	00:00:05	00:00:08	00:00:09	00:02:43	00:00:08	00:00:40	00:00:35	00:05:28	98%	5.02
28/12/2022	2		00:00:08	00:00:09		00:02:48	00:00:09	00:00:37	00:00:38	00:04:29	85%	4.35
28/12/2022	3		00:00:07	00:00:07		00:02:45	00:00:08	00:00:40	00:00:35	00:04:22	87%	4.45
28/12/2022	4		00:00:06	00:00:09		00:02:39	00:00:07	00:00:39	00:00:36	00:04:16	96%	4.92
28/12/2022	5		00:00:06	00:00:08		00:02:45	00:00:09	00:00:38	00:00:37	00:04:23	98%	5.02
28/12/2022	6		00:00:05	00:00:09		00:02:48	00:00:07	00:00:37	00:00:38	00:04:24	83%	4.25
28/12/2022	7	00:01:00	00:00:05	00:00:07	00:01:00	00:02:46	00:00:08	00:00:38	00:00:37	00:06:21	95%	4.86
28/12/2022	8		00:00:06	00:00:07		00:02:50	00:00:09	00:00:40	00:00:39	00:04:31	79%	4.04
28/12/2022	9		00:00:05	00:00:09		00:02:46	00:00:08	00:00:39	00:00:36	00:04:23	68%	3.48
28/12/2022	10		00:00:06	00:00:08		00:02:43	00:00:09	00:00:40	00:00:35	00:04:21	89%	4.56
28/12/2022	11		00:00:05	00:00:07		00:02:44	00:00:07	00:00:39	00:00:36	00:04:18	89%	4.56
28/12/2022	12		00:00:05	00:00:09		00:02:46	00:00:08	00:00:38	00:00:37	00:04:23	80%	4.10
28/12/2022	13		00:00:07	00:00:08		00:02:45	00:00:08	00:00:38	00:00:37	00:04:23	85%	4.35
PROMEDIO										00:04:37	87%	4.46

Figura 38— Control de tiempo ciclo de acarreo con Scoop – bancada de 13 m

OPERADOR: PAPUICO RODRIGUEZ FREDDY SD-10 HORA INICIO: 9:35 a. m. HORA FINAL: 5:00 p. m. TURNO DIA												
FECHA	Nº CUCHARAS	ARRANQUE	ESTACIONAMIENTO DEL EQUIPO	TRASLADO OPERADOR A MESA TELEMANDO	ENCENDIDO DE TELEMANDO	USO DE TELEMANDO OPERACIÓN	TRASLADO OPERADOR DE AL EQUIPO	TRASLADO DE CARGA AL RB	TRASLADO DEL RB DE AL TELEMANDO	CICLO DE MINADO DE LA V.03 (MIN)	CAPACIDAD CUCH. 5.12 TN	TONELAJE
27/12/2025	1	00:01:00	00:00:06	00:00:09	00:00:10	00:03:00	00:00:10	00:00:41	00:00:42	00:05:58	90%	4.61
27/12/2025	2		00:00:05	00:00:10		00:03:02	00:00:11	00:00:46	00:00:44	00:04:58	91%	4.66
27/12/2025	3		00:00:06	00:00:09		00:03:01	00:00:10	00:00:47	00:00:45	00:04:59	88%	4.51
27/12/2025	4		00:00:06	00:00:10		00:02:58	00:00:13	00:00:46	00:00:45	00:04:58	89%	4.45
27/12/2025	5		00:00:05	00:00:08		00:03:00	00:00:08	00:00:45	00:00:47	00:04:53	86%	4.35
27/12/2025	6		00:00:06	00:00:09		00:02:59	00:00:09	00:00:43	00:00:45	00:04:51	80%	4.10
27/12/2025	7		00:00:07	00:00:09		00:03:00	00:00:12	00:00:40	00:00:44	00:04:52	84%	4.30
27/12/2025	8		00:00:06	00:00:08		00:03:05	00:00:10	00:00:41	00:00:42	00:04:53	85%	4.30
27/12/2025	9		00:00:05	00:00:10		00:03:03	00:00:12	00:00:45	00:00:41	00:04:53	86%	4.30
27/12/2025	10		00:00:07	00:00:08		00:03:00	00:00:11	00:00:45	00:00:46	00:04:26	72%	4.30
27/12/2025	11	00:01:00	00:00:06	00:00:10	00:00:08	00:03:01	00:00:10	00:00:41	00:00:40	00:05:56	92%	4.30
27/12/2025	12		00:00:06	00:00:09		00:03:05	00:00:11	00:00:39	00:00:42	00:04:52	90%	4.30
27/12/2025	13		00:00:07	00:00:11		00:03:00	00:00:12	00:00:37	00:00:41	00:04:48	86%	4.40
27/12/2025	14		00:00:06	00:00:08		00:03:03	00:00:13	00:00:40	00:00:42	00:04:52	85%	4.35
27/12/2025	15		00:00:08	00:00:10		00:03:05	00:00:10	00:00:41	00:00:39	00:04:53	88%	4.51
27/12/2025	16		00:00:07	00:00:11		00:03:04	00:00:11	00:00:42	00:00:40	00:04:55	87%	4.45
27/12/2025	17		00:00:09	00:00:07		00:03:02	00:00:12	00:00:40	00:00:42	00:04:52	85%	4.35
27/12/2025	18		00:00:08	00:00:10		00:03:01	00:00:10	00:00:38	00:00:41	00:04:53	88%	4.51
27/12/2025	19		00:00:06	00:00:07		00:03:03	00:00:12	00:00:40	00:00:30	00:04:53	90%	4.61
27/12/2025	20		00:00:09	00:00:08		00:03:01	00:00:11	00:00:42	00:00:43	00:04:54	89%	4.56
27/12/2025	21		00:00:08	00:00:07		00:03:02	00:00:10	00:00:41	00:00:44	00:04:53	88%	4.51
27/12/2025	22		00:00:08	00:00:09		00:03:04	00:00:09	00:00:40	00:00:42	00:04:52	86%	4.40
27/12/2025	23		00:00:11	00:00:10		00:03:01	00:00:08	00:00:42	00:00:40	00:04:53	87%	4.45
27/12/2025	24		00:00:10	00:00:09		00:03:02	00:00:09	00:00:43	00:00:41	00:04:54	71%	3.64
PROMEDIO										00:04:58	86%	4.38

Figura 39 — Control de tiempo ciclo de acarreo con Scoop – bancada de 20 m.

Dumper: Se trabajan con dumpers de capacidad nominal de 20 t y real de 15 t, las cuales recorren por la rampa principal de Esperanza desde el nivel 1120 piso 05 hasta el nivel 1070 piso 0 donde se encuentra un pocket. Se realizo los controles obteniendo como promedio 0,53 hr/ciclo desde la cámara de carguío del nivel 1120, piso 05. Las cuales se mantienen ya sea bancadas de 13 m y 20 m, solo incrementara el número de viajes y por ende su utilización.

Tabla 44 — Ciclo de producción del Dumper

CONTROL DE TIEMPOS				
EQUIPO	HORA DE CARGUIO	HORA DE SALIDA	HORA DE REGRESO	TIEMPO CICLO
DP_05	11:17:15	11:20:54	11:47:12	00:29:57
DP_01	11:21:15	11:25:13	11:51:25	00:30:10
DP_03	11:29:16	11:34:13	12:05:15	00:35:59
DP_05	11:47:12	11:52:56	12:19:00	00:31:48
PROMEDIO	00:31:59	HOR/CICLO		
CICLO DUMPER (C.CARGUIO P.5 - POCKET)	0.53			

5.1.4.2 Productividad del personal y equipos

Este indicador reflejara cuánto se avanza realmente con los recursos humanos y mecánicos disponibles, considerando factores como la experiencia del personal, las condiciones geomecánicas, la calidad del diseño de malla propuesta, el estado del equipo, y la planificación operativa.

Se tiene producción diaria de 650 toneladas de mineral promedio, pero solo analizando la ventana 02 con el cuadro de control de cucharas tendremos los siguientes datos:

Tabla 45 — Cuadro de personal encargado de la explotación de tajos SLC

Personal de piso. explotación	Cantidad
Líder de tajo	1
Maestro cargador	1
Ayudante cargador	1
Operador de scoop	1
Operador de muki	1
Ayudante muki	1
Vigías	2
Total	8

$$\text{toneladas hombre } \left(\frac{t}{h}\right) = \frac{\text{Toneladas producidas}}{N^{\circ}\text{trabajadores}}$$

$$\left(\frac{t}{h}\right) = \frac{650}{8}$$

$$\left(\frac{t}{h}\right) = 81,25 \text{ t}$$

A comparación de los 60 t/hombre de las bancadas de 13 m ya que su producción promedio oscila entre 480 t, habiendo un incremento en la eficiencia de t/hombre.

- **Rendimiento del muki (jumbo)**

De los cálculos desarrollados y de la toma de tiempos se realiza la siguiente tabla, para determinar el rendimiento en comparación de las bancadas.

Tabla 46 — Rendimiento metros por hora de equipo de perforación muki

Descripción	Antes	Después	Diferencia
Altura block	13,00	20,00	7,00
Toneladas (t)	393,89	605,00	211,11
Metros perforados (m)	97,8	165,1	67,3
Tiempo de perforación (h)	2,17	3,61	1,44
Metros hora (m/h)	45,06	52,24	7,19

La tabla 46 muestra un aumento en el rendimiento de 7,19 m por hora al aumentarse la bancada de 20 m.

- **Rendimiento del scoop:**

Estos datos son obtenidos del tratamiento de la data que se analiza a cada reporte de los operadores de equipos.

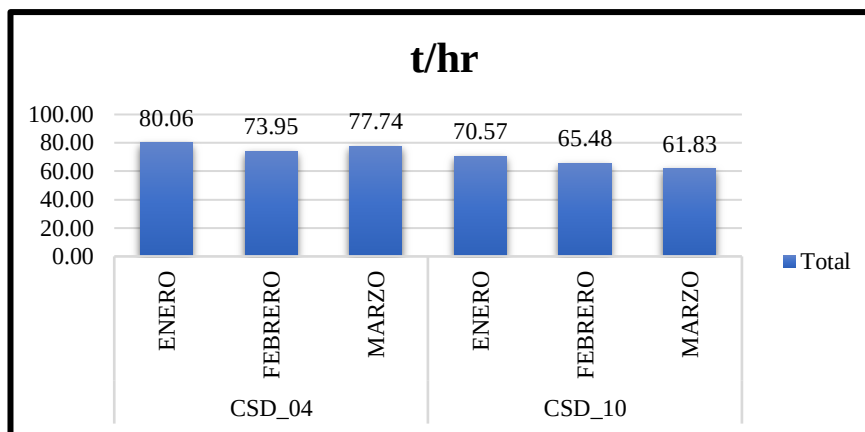


Figura 40 — Rendimiento scoop en bancada de 13 y 20 m

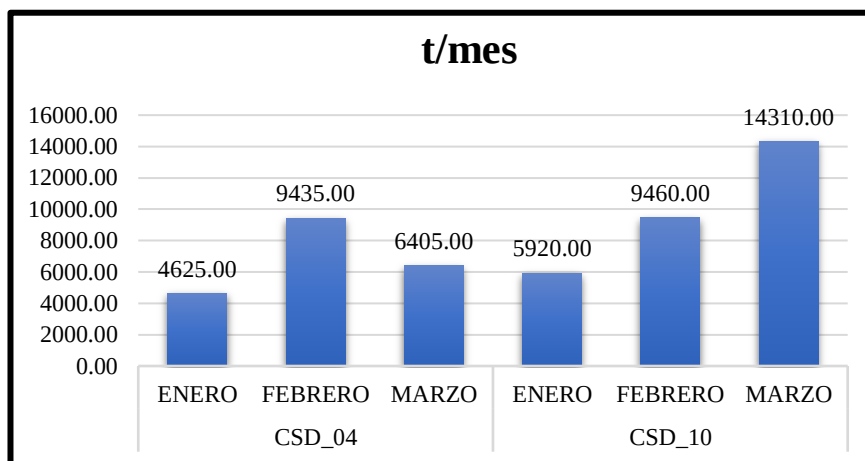


Figura 41 — Gráficos de producción mensual de los scoop.

Haciendo una comparación entre rendimiento por hora, se observan picos de descenso para el scoop #10, debido a que al tener más carga por el tamaño de bloque el equipo trabajara más tiempo por ello debe priorizar la limpieza y acumular a las cámaras de mineral para continuar el carguío a los dumpers.

Pero para la producción mensual alcanza picos altos por la misma razón de la cantidad de mineral a acarrear. Caso contrario con el scoop #4 en ambos casos.

- **Rendimiento dumpers:**

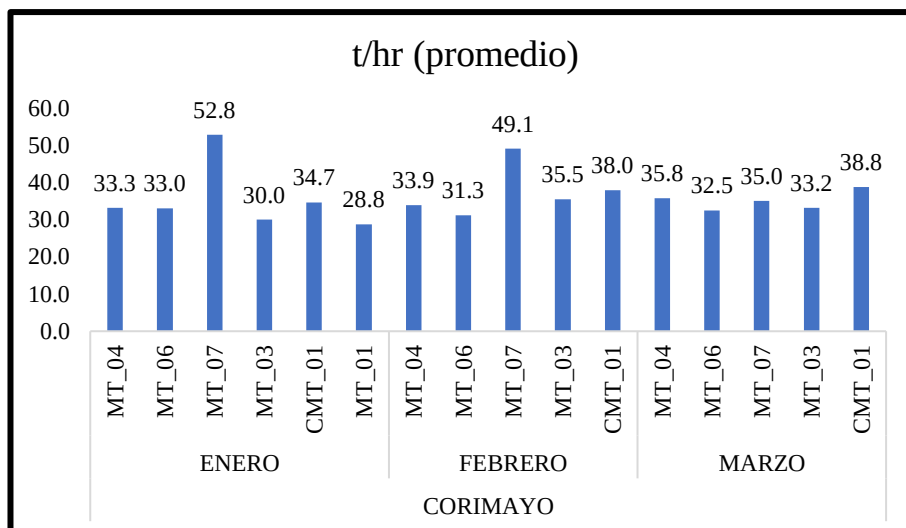


Figura 42 — Rendimiento de toneladas por hora de dumpers.

Estos rendimientos se mantienen en promedio general de 63%, ya que por la distancia a la que se encuentra la cámara de carguío estas realizan el siguiente promedio, resumiendo a 1,89 viajes/hora.

5.1.4.3 Tasa de utilización de las maquinarias

La utilización como se sabe es la cantidad de horas netas trabajadas entre las horas de operación. Las gráficas generadas, mostradas en el Anexo 8 son de los controles de equipos a partir de los reportes otorgados.

Generando la comparación se observa que el Scoop diesel N°10, presenta un 77% en promedio de utilización y 76% para el Scoop diesel N°04, la cual nos da un margen del 1% por la cantidad de mineral explotado.

Las cuales se visualizan en el Anexo 8.

5.1.4.4 Producción mensual

Tomando como referencia la ventana 15, se realiza una comparativa que se centra en la producción por bolsillos y por día que este método logra generar. En la ventana 15, la producción diaria promedio es de aproximadamente 280 toneladas. En contraste, las ventanas 02, 03 y 04 exhiben un promedio diario de 460 toneladas, alcanzando en ciertos casos un tonelaje máximo de 560 toneladas.

La figura 39, presentada muestra la ejecución del tonelaje en diferentes meses y entidades durante el año 2023, destacando un

notable incremento en la producción de enero a mayo. En enero, la producción total fue de 1 749,132 toneladas, con una cifra de referencia de 1,020 toneladas para Esperanza Sur. A lo largo de febrero, se observó un crecimiento hacia 279,688 toneladas, seguido de un significativo aumento a 1 484,11 toneladas en marzo. Sin embargo, marzo marcó un hito con la extraordinaria cifra de 5 671,43 toneladas, lo que representa un aumento notable que contrasta con los meses anteriores. En abril, la producción disminuyó a 2,598.624 toneladas, pero se mantuvo sólida en mayo con 4,891.512 toneladas. Estos datos sugieren una tendencia de crecimiento durante los primeros cinco meses del año, aunque con cierta variabilidad en la producción mensual, destacando el impresionante rendimiento de marzo. La información refleja una capacidad operativa mejorada y un potencial significativo en la extracción para la entidad.

La conclusión de esta comparativa es clara: el método utilizado en las ventanas 02, 03 y 04 permite extraer un mayor volumen de material. Esto no solo optimiza la producción, sino que también facilita una salida más rápida de los puntos de extracción, lo que ayuda a prevenir la fatiga en las cimbras en etapas posteriores del proceso.



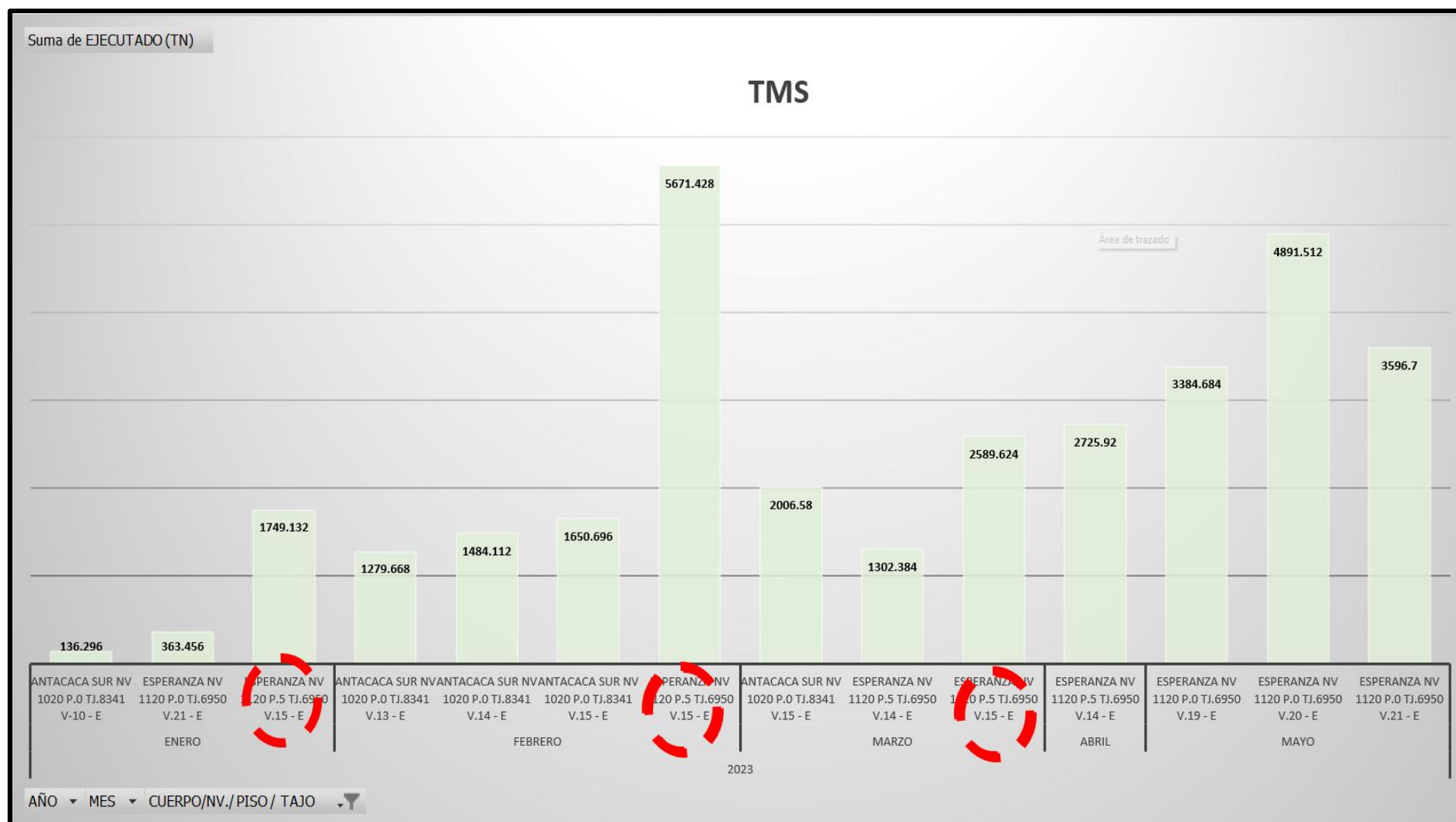


Figura 43 — Mejora de producción en el minado

Fuente: (MINA YAURICOCHA,2021)

Tabla 47 — Producción en toneladas teóricos, reales y eficiencia de la malla anterior

V.15	Cuerpos explotados	tm - teóricos	Real	Eficiencia
Enero	6	2 360,28	1 749,13	74,1%
Febrero	13	5 113,94	5 671,43	110,9%
Marzo	8	3 147,04	2 589,62	82,3%
		10 621,26	10 010,18	
Eficiencia total				89,1%
Nota: Elaboración propia desde los datos de departamento de producción				

La tabla 47 muestra los cuerpos explotados en la ventana 15 a lo largo de varios meses, destacando la producción teórica frente a la producción real. Por ejemplo, en enero, se esperaba extraer 2 360,28 toneladas, pero la producción real fue de 1 749,13 toneladas, lo que representa una eficiencia del 74,1%. En febrero, la producción superó las expectativas (11,09% de eficiencia) con 5 671,43 toneladas extraídas frente a unas 5 113,94 toneladas teóricas. En marzo, la eficiencia cayó nuevamente al 82,3%. Este patrón demuestra que hubo variaciones en la efectividad y la capacidad de extracción del sistema, con una eficiencia total a lo largo de estos meses del 89,1%.

En resumen, los datos indican que, a pesar de las fluctuaciones en la eficiencia, el método aplicado en las ventanas mencionadas tiene un potencial significativo para mejorar la producción y la seguridad en el proceso de extracción. El objetivo es maximizar la eficiencia de extracción a través de una mejor planificación y ejecución en las ventanas 02, 03 y 04, en comparación con la ventana 15.

Tabla 48 — Producción en toneladas teóricos, reales y eficiencia de la malla propuesta

V.02	Cuerpos explotados	Tm - teóricos	Real	
Diciembre	8	4841,6	2869,77	59,2%
Enero	4	2420,8	3127,3	129,1%
		7262,4	5997,07	
V,03	Cuerpos explotados	Tm - teóricos	Real	
Enero	5	3026	4921,8	162,6%
Febrero	6	3631,2	1143,372	31,4%
		6657,2	6065,172	
V,04	Cuerpos explotados	Tm - teóricos	Real	
Febrero	19	11498,8	11358	98,7%
Marzo	14	8472,8	6299,904	74,4%
		19971,6	17657,904	
Eficiencia total				92,6%

Según la tabla 48, en la Ventana 02, durante el mes de diciembre, se había planteado una producción teórica de 4 841,6 toneladas; sin embargo, la extracción real solo alcanzó las 2 869,77 toneladas, lo que se traduce en una eficiencia del 59,2%. Este resultado es considerado un desempeño bajo en comparación con las expectativas iniciales. En enero, la situación mejoró significativamente, ya que se proyectaron 2 420,8 toneladas y se lograron extraer 3 127,3 toneladas, resultando en una notable eficiencia del 129,1%. En cuanto a la Ventana 03, en enero se estableció una producción teórica de 3,026 toneladas, superada ampliamente con una producción real de 4 921,8 toneladas, lo que representa una extraordinaria eficiencia del 162,6%. Sin embargo, en febrero, a pesar de proyectar 3 631,2 toneladas, la extracción real cayó drásticamente a 1 143,372 toneladas, resultando en una eficiencia del solo 31,4%. Este desempeño indica una significativa discrepancia con lo que se había esperado.

Por su parte, la Ventana 04 mostró variaciones en su producción. En febrero, se planteó una producción de 11 498,8 toneladas, y la

extracción real estuvo muy cerca de este objetivo, alcanzando las 11,358 toneladas, lo que indica una alta eficiencia del 98,7%. Sin embargo, en marzo, aunque la meta era de 8 472,8 toneladas, solo se extrajeron 6 299,904 toneladas, lo que refleja una eficiencia del 74,4%. Al analizar las ventanas en su conjunto, se obtiene una eficiencia total del 92,6%, lo que indica un desempeño general sólido. Al comparar estos datos con los de la Tabla 47, que se refería a la Ventana 15, se observa que su eficiencia total fue del 89,1%. En contraste, las Ventanas 02, 03 y 04 presentan una eficiencia total superior del 92,6%, lo que resalta que son más eficaces en términos de producción. En la Tabla 50, los niveles de eficiencia oscilaron entre el 74,1% y el 110,9%, mientras que en la Tabla 51 se destacan actuaciones excepcionales, como la de enero en la Ventana 03 con un 162,6% y en la Ventana 02 con un 129,1%. Sin embargo, la variabilidad es notable, como se refleja en la baja eficiencia del 31,4% en febrero para la Ventana 03.

La Tabla 50 presenta un análisis del incremento en la producción durante el mes de enero 2023 en comparación con el mes de diciembre 2022, desglosando diferentes métricas relacionadas con la preparación de materiales y la extracción de minerales. Este resumen incluye datos mensuales desde diciembre de 2022 hasta diciembre de 2023, y abarca el rendimiento en toneladas, la distribución de metales preciosos y base (como oro, plata, plomo, cobre y zinc), así como el valor neto del producto (NSR, por sus siglas en inglés) por tonelada.



Tabla 49 — Incremento de producción en el año 2023

Descripción	2022	2023												
	Dic-22	Ene-23	Feb-23	Mar-23	Abr-23	May-23	Jun-23	Jul-23	Ago-23	Set-23	Oct-23	Nov-23	Dic-23	TOTAL
Preparación (t)	1 983	2 393	3 413	3 077	2 133	1 644	1 988	2 416	2 532	1 542	1 194	760	1 188	24 281
Tajos (t)	49 196	62 945	70 246	68 976	77 005	80 398	77 056	77 578	75 069	74 262	79 498	79 262	76 924	899 219
Toneladas (t)	51 179	65 338	73 659	72 053	79 139	82 042	79 045	79 994	77 601	75 804	80 692	80 022	78 111	923 500
Ag (Oz/t)	2,07	1,25	1,47	1,62	1,68	1,55	1,62	1,45	1,48	1,42	1,33	1,38	1,32	1,47
Pb (%)	0,56	0,65	0,88	0,96	1,19	1,15	0,99	0,81	0,78	0,83	0,78	0,93	0,91	0,91
Cu (%)	0,90	0,66	0,72	0,89	0,82	0,88	0,96	0,92	0,79	0,76	0,77	0,75	0,87	0,82
Zn (%)	1,30	2,39	2,71	2,75	3,38	3,21	2,86	2,43	2,64	2,82	2,95	3,08	3,28	2,88
Au (gr/t)	0,58	0,29	0,33	0,39	0,36	0,38	0,38	0,39	0,34	0,36	0,34	0,37	0,42	0,36
NSR (\$/t)	98,25	98,43	110,39	123,29	131,67	130,08	128,99	116,25	113,51	114,47	115,81	119,61	129,71	119,73
As (%)	0,15	0,12	0,13	0,15	0,18	0,17	0,18	0,16	0,14	0,14	0,15	0,14	0,15	0,15
Fe (%)	18,70	18,37	17,26	19,10	18,24	18,66	18,75	19,59	17,92	18,38	18,88	18,58	18,43	18,52
Nota: Departamento de producción														

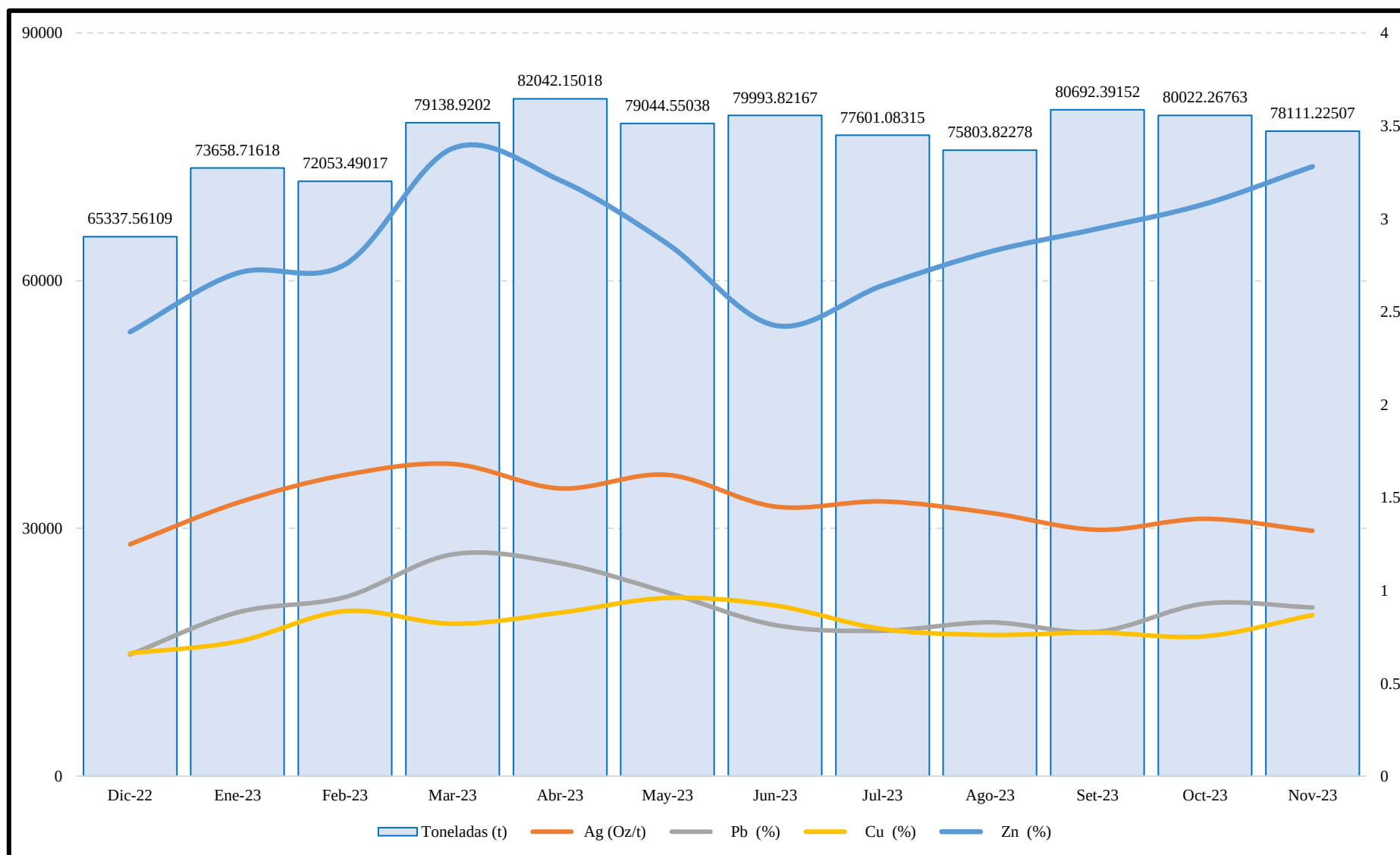


Figura 44 — Producción en toneladas 2023.

Al observar el incremento en la producción, se puede notar un crecimiento notable en varias categorías. En términos de preparación, la producción mensual varió, comenzando con 1,983 toneladas en diciembre de 2022, alcanzando su pico en febrero de 2023 con 3,413 toneladas, y finalizando con 1,188 toneladas en diciembre de 2023. Esto refleja una suba inicial seguida de fluctuaciones que podrían estar relacionadas con la estacionalidad o cambios en los métodos de producción.

En cuanto a la extracción de tajos, los datos muestran un aumento continuo en la producción, comenzando con 49,196 toneladas en diciembre de 2022 y escalando hasta 80,398 toneladas en mayo de 2023, antes de estabilizarse alrededor de 77,000 toneladas en los meses siguientes. Este aumento en la producción de tajos es un indicador positivo que sugiere una mejora en la eficiencia y la capacidad operativa.

La producción total de toneladas refleja una tendencia similar, comenzando en 51,179 toneladas en diciembre de 2022 y alcanzando un máximo de 82,042 toneladas en mayo de 2023. Al final del año, se registra una producción total de 78,111 toneladas, lo que confirma un desempeño superior en comparación con el año anterior.

Los niveles de minerales extraídos también muestran variaciones. La cantidad de plata (Ag) por tonelada alcanzó su punto más alto en diciembre de 2022 (2,07 oz/t) antes de caer a 1,25 oz/t en enero de 2023 y mantenerse relativamente bajo durante el resto del año, con un promedio de alrededor de 1,4 oz/t. En contraste, el contenido de zinc (Zn) ha tenido un crecimiento notable, pasando del 1,30% en diciembre de 2022 a un 3,28% hacia diciembre de 2023, lo que refleja la efectividad en la extracción de este metal.

5.2 Contrastación de hipótesis

- Se implementó el nuevo diseño de perforación y voladura para el método de hundimiento por subniveles, adaptado a las condiciones geomecánicas. Con un burden de 1,00 m y espaciamiento de 1,95 m, la producción aumentó de 393,89 a 605 t por disparo. Aunque los costos de perforación y voladura crecieron a \$4



508,44 y \$497,11, concluyendo que no se tuvo optimización de costos, pero su una mejora de producción.

- Se caracterizaron las condiciones geomecánicas del cuerpo mineralizado y de la roca encajonante, obteniendo valores de RMR entre 25 y 44,5, RQD de 0% a 21,5% e índices Q entre 0,19 y 1,69. Estos resultados permitieron definir parámetros técnicos de perforación y voladura, asegurando la estabilidad, optimizando de las excavaciones y la seguridad operativa con un factor de seguridad $> 1,2$.
- Se optimizó el diseño de voladura aplicando un burden de 1,00 m y espaciamiento de 1,95 m, lo que aumentó la producción respecto a la malla anterior de 13 m. El KPI mejoró de 4 t/m a 5,35 t/m. Además, el ajuste en el uso de explosivos y accesorios según la longitud de bancada permitió una fragmentación más eficiente del material.
- La optimización de perforación y voladura en el hundimiento por subniveles (bancada de 20 m) en Esperanza Norte elevó el costo total de voladura a \$497,11 frente a \$271,08 en bancadas de 13 m. Aunque el costo por tonelada subió ligeramente (16,5 a 17,39 US\$/t), el mayor consumo de insumos (aceros, explosivos y accesorios) impidió una optimización real de costos.
- La optimización del hundimiento por subniveles en Esperanza Norte mostró un aumento en la producción diaria de 280 t (ventana 15) a 460 t en ventanas 02–04, con picos de 560 t. La nueva malla de perforación elevó la producción a 605 t por disparo, reduciendo desgaste en cimbras y logrando en marzo un récord de 5,67 Mt mensuales. Aunque la eficiencia operativa subió a 92,6% (vs. 89,1%), el mayor costo por tonelada ello limita la mejora real en productividad.

5.3 Discusión

El análisis comparativo de los resultados obtenidos en la investigación sobre la optimización de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles (SLC) en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 de la Mina Yauricocha, revela similitudes y diferencias significativas con los estudios previos realizados por diversos autores.

En el ámbito de la optimización de procesos de perforación y voladura, (SANCHEZ, 2023) en su estudio sobre la cantera de áridos Beltrán, encontró que una malla de perforación tecnificada reduce costos y aumenta la productividad. Este hallazgo es



consistente con la investigación actual, donde se implementó un diseño de malla que optimiza el uso de explosivos y mejora la eficiencia en la extracción, logrando un aumento en la producción y una reducción de costos operativos.

Como primer objetivo específico, los antecedentes geomecánicos presentados por (AZURÍN, 2023) y (MAMANI, 2017) enfatizan la importancia de la estabilidad en el diseño de mallas de perforación. En el estudio actual, se realizó un análisis geomecánicos detallado que permitió ajustar los parámetros de diseño, logrando un factor de seguridad favorable en las simulaciones de estabilidad, lo que es crucial para la seguridad en la operación minera.

(ARIAS, 2023) también reportó mejoras en la eficiencia de la voladura en la mina PROMINE, donde se logró un consumo definido de explosivos dentro del rango óptimo. En el presente estudio, se observó un factor de carga y potencia similar, con un consumo de explosivos optimizado, lo que sugiere que la implementación de nuevas mallas de perforación puede ser una estrategia efectiva en diferentes contextos mineros.

Los resultados de productividad y costos, (GONZALEZ, 2022) propuso una metodología que incrementó la eficiencia de la voladura en un 12%, permitiendo la extracción de material adicional. En el análisis actual, se logró una mejora en la producción diaria promedio, alcanzando hasta 560 toneladas en comparación con las 280 toneladas de la ventana 15, lo que refleja una optimización significativa en la productividad. (ARTEAGA, 2023) reportó un incremento del 38% en la productividad al aplicar una malla rectangular en su estudio. De manera similar, el presente estudio muestra un aumento en la eficiencia total de extracción, alcanzando un 92,6% en las ventanas 02, 03 y 04, superando la eficiencia del 89,1% observada en la ventana 15.

En el ámbito del tercer objetivo específico, basado en costos, el estudio de (HUAMAN, y otros, 2022) destacó la importancia de un diseño adecuado de la malla para reducir costos. En el presente análisis, se observó un incremento en los costos de perforación al pasar de una bancada de 13 m a 20 m \$4 508,44 y los costos de voladura, con un total de \$497,11, lo que refleja la complejidad y los requerimientos adicionales de la nueva malla. Sin embargo, este costo se justifica por el aumento en la producción y teniendo un costo comparado de \$7,36 y \$8,25 para bancada de 13 y 20 m respectivamente.



Finalmente, los resultados obtenidos en la investigación sobre la optimización de perforación y voladura en la Mina Yauricocha son coherentes con los hallazgos de estudios previos. La implementación de nuevas mallas de perforación ha demostrado aumentar la producción o tonelaje de mineral, pero los costos en perforación son mayores y la productividad se encuentra en su mayoría debajo del 100%. Estos resultados resaltan la importancia de la innovación en los métodos de extracción y el diseño geomecánico en la minería moderna con previo análisis exhaustivo.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

- El diseño de perforación y voladura aplicado al método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 de la Mina Yauricocha, adaptado a las características geomecánicas del macizo rocoso. Al implementar un burden de 1,00 m y un espaciamiento ajustado de 1,95 m, se ha incrementado la producción de mineral, alcanzando un promedio de 605 toneladas por disparo, en comparación con las 393,89 toneladas de la malla anterior. Aunque los costos de perforación y voladura aumentaron a \$ 4 508,44 y \$497,11 respectivamente, la mejora en la eficiencia operativa, reflejada en un índice de perforación (KPI) de 5,35 t/m y el costo por tonelada producida \$8,25.
- Se determinaron correctamente las características geomecánicas del cuerpo mineralizado y roca encajonante caliza e intrusivo (granodiorita), tales como la resistencia a la compresión simple, un RMR 25, RQD de valor 0%, índice Q de 0.19 y un RMR de 44.5, RQD con valor de 21,5% e índice Q de 1,69 y por ultimo un RMR de 41,5, RQD de 16,4% y el índice Q 1.35 respectivamente, lo cual permitió establecer parámetros técnicos adecuados de burden, espaciamiento y selección adecuada de explosivo. De este modo garantizar la estabilidad de las excavaciones y la seguridad en las operaciones teniendo un factor de seguridad mayor a 1,2.
- A través de un diseño que considera un burden de 1,00 m y un espaciamiento ajustado de 1,95 m, se logró un incremento significativo en la producción en comparación de la malla anterior de 13 metros. Teniendo un (KPI) de 5,35 t/m. a comparación de 4 t/m de la malla anterior. Además, el uso de explosivos y accesorios cambiaron por la longitud de bancada, permitiendo una fragmentación más efectiva del material.
- La optimización de costos en perforación y voladura en el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 metros en el cuerpo Esperanza Norte (Mina



Yauricocha, 2023) generó un costo total de voladura de \$497,11, superior al registrado con bancadas de 13 metros (\$271,08). Aunque el costo por tonelada se elevó ligeramente de 16,5 a 17,39 US\$/t, el incremento en la capacidad de extracción compensó parcialmente dicho aumento. Sin embargo, al considerar el mayor consumo de aceros, explosivos y accesorios, no se evidencia una optimización efectiva de los costos, pese a la mejora en el ritmo de producción.

- La optimización de la productividad en el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte ha sido evaluada mediante un análisis comparativo entre distintas ventanas de extracción. Si bien se observa un incremento en los tonelajes diarios de producción pasando de un promedio de 280 t en la ventana 15 a hasta 460 t en las ventanas 02, 03 y 04, con picos de 560 t, este aumento ha implicado también mayores costos por tonelada extraída, lo que limita la mejora real en productividad. La implementación de una nueva malla de perforación ha elevado la producción a 605 toneladas por disparo, acelerando la evacuación del mineral y reduciendo el desgaste en las cimbras. En marzo, se alcanzó un pico de producción mensual de 5 671,428 toneladas, evidenciando el impacto positivo de esta técnica. No obstante, pese a que las ventanas 02, 03 y 04 alcanzaron una eficiencia operativa del 92,6% (superior al 89,1% registrado en la ventana 15), los resultados no se reflejan proporcionalmente en la productividad general, debido al incremento en el uso de recursos operativos.

6.2 Recomendaciones

- Se recomienda continuar con el monitoreo y análisis del desempeño del nuevo diseño de malla de perforación y voladura implementado en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, a fin de evaluar su sostenibilidad a largo plazo y su capacidad para adaptarse a posibles cambios geomecánico. Además, se sugiere explorar alternativas para la optimización de costos en el proceso de voladura, como la investigación de técnicas de perforación más eficientes o la utilización de explosivos que puedan ofrecer una relación costo-beneficio favorable. Esto permitirá mantener la rentabilidad del proceso minero mientras se asegura una producción elevada y se minimiza el impacto económico de los aumentos en los costos de voladura.
- Se recomienda llevar a cabo un programa continuo de caracterización geomecánica del macizo rocoso en el cuerpo Esperanza Norte, que incluya análisis regulares de



la calidad de la roca y sus parámetros de resistencia. Esto permitirá ajustar y actualizar el diseño de la malla de perforación y voladura de manera dinámica, asegurando que se mantenga la máxima recuperación de mineral y la estabilidad de las excavaciones. Además, se sugiere la formación de un equipo multidisciplinario, incluyendo geólogos, ingenieros de mina y expertos en seguridad, para colaborar en la integración de estos factores críticos, con el fin de optimizar tanto la productividad como la rentabilidad del proyecto de manera efectiva

- Se sugiere mantener el diseño de malla de perforación y voladura con un burden de 1,00 m y un espaciamiento de 1,95 m, mientras se continúa evaluando y optimizando los costos de voladura y el uso de explosivos. Asimismo, sería beneficioso investigar y aplicar nuevas tecnologías de voladura que podrían seguir mejorando la eficiencia y la fragmentación, asegurando así una producción sostenible y rentable en el tiempo.
- Se recomienda seguir optimizando el proceso de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles, enfocándose en la evaluación continua de la relación costo-beneficio. A pesar del aumento en el costo de voladura, se debe priorizar la eficiencia operativa y la capacidad de extracción, buscando alternativas para reducir el consumo de explosivos y accesorios sin comprometer la productividad. Esto permitirá mantener la rentabilidad del proyecto a largo plazo.
- Se recomienda consolidar la implementación de la nueva malla de perforación con una bancada de 20 metros, dado su impacto positivo en la productividad y eficiencia operativa. Además, es aconsejable realizar un seguimiento continuo de las ventanas de extracción para identificar oportunidades de mejora adicional al tener cuerpos fuera de los ejes de minado, como también bancadas espaciadas a 25 m, para la optimización de costos en la preparación de más subniveles.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALZAMORA, D., 2023. *Optimización de perforación y voladura en taladros largos en tajos de producción. Zona Magistral Centro, empresa Minera Trevali Perú S.A.C. Unidad Minera Santander, Región Lima.* Cerro de Pasco: Universidad Nacional Daniel Alcides Carrión.

ARIAS, J., 2023. *Optimización del diseño de malla de perforación subterránea en el frente de avance 70 de la mina PROMINE, Camilo Ponce Enriquez – Azuay.* Ecuador: Universidad del Azuay.

ARTEAGA, H., 2023. *Optimización de la productividad en el tajo 520 sur aplicando la malla de perforación y voladura rectangular Unidad Marañón Poderosa.* Trujillo: Universidad Nacional de Trujillo.

AZURÍN, R., 2023. *Optimización de perforación y voladura para reducir sobrerotura en el bypass 2843 del Consorcio Minero Horizonte S.A. - Retamas 2021.* Apurímac: Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac.

BERNAOLA, J., CASTILLA, J. y HERRERA, J., 2013. *Perforación y voladura de rocas en minería.* Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.

BRUNTON, Ian, 2009. *The impact of blasting on sublevel caving flow behaviour and recovery.* Brisbane: University of Queensland.

BUDGET, 2023. *Informe de geología: Mina Yauricocha - Lima.* U.M. Caridad.

CARHUAMACA, J. Luis, 2018. *Método de minado Sub Level Caving (SLC) para mejorar recuperación de mineral - Mina Azulcocha - Concepción Industrial S.A.C.* Huancayo: Universidad Nacional del Centro del Perú.

CARRASCO, D., 2006. *Metodología de la investigación científica.* Lima: Editorial San Marcos.

ESCUDERO, W., GUADALUPE, E. y ROMERO, A., 2022. *Construcción de un modelo de gestión de costos en una mina subterránea. Revista de Investigación Facultad de Minas Metal, 25(50), pp. 179-190.*



COSME, R. y DE LA CRUZ, J., 2023. *Mejoramiento y control del ciclo de perforación y voladura, para incrementar la producción del método de minado con taladros largos, Unidad Minera Americana.* Huancayo: Universidad Continental.

DÍAZ, J., VICENTE, E. y VILCAPOMA, L., 2021. *Caracterización geomecánica de la masa rocosa mediante la cartilla de Bieniawski para la propuesta del sistema de fortificación.* Huancayo: Universidad Continental.

EXSA, 2019. *Manual práctico de voladura.* Lima: EXSA S.A.

EXSA, 2005. *Perforación & voladura taladros largos.* Lima: Los Quenuales.

G. CURASMA y J. MAYORGA, 2023. *Revistas de investigación UNMSM*, [en línea] 15 de diciembre de 2023. Disponible en: <https://doi.org/10.15381/iigeo.v26i52.26108>

GONZALES, B., 2022. *Optimización de los procesos de perforación y voladura en la Enríquez - Azuay.* Ecuador: Universidad del Azuay.

HERNÁNDEZ-SAMPIERI, H. y MENDOZA, C. P., 2018. *Metodología de investigación: Las rutas cuantitativa, cualitativa y mixta.* 1ª ed. México: McGraw-Hill Education.

HUAMÁN, R. y ALFARO, K., 2022. *Diseño de malla de perforación y voladura para la optimización de costos en la zona cuerpos en Alpayana S.A., Casapalca – Lima – 2021.* Huancavelica: Universidad Nacional de Huancavelica.

JAKUBEC, J., et al., 2018. *Underground mining at Ekati and Diavik diamond mines. Proceedings of the Fourth International Symposium*, [en línea]. Disponible en: https://papers.acg.uwa.edu.au/p/1815_03_Jakubec/

KVAPIL, R., 1992. Sublevel caving. En: L. HOWARD, ed. *SME Mining Engineering Handbook.* Colorado: SME, pp. 1804-1805.

LANGFORS, U. y KIHLSSTRÖM, B., 1978. *The Modern Technology of Rock Blasting.* New York: John Wiley & Sons.

LARICANO, 1995. *Optimización de costos en las labores de desarrollo Minera Pachapaqui S.A.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.



LÓPEZ, D., 2020. *Estudio sobre las principales voladuras de contorno, optimización y desarrollo de una metodología de cálculo relacionada con los parámetros geomecánicos del terreno.* España: Universidad de Cantabria.

MAMANI, J., 2017. *Optimización de costos de perforación y voladura con nuevo diseño de malla en la Chimenea San Andrés de la Contrata Minera Rumij S.R.L. – La Rinconada.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

McMURRAY, D.T., 1982. Sub-level caving practice at Shabanie mine, Rhodesia. En: Hustrulid, W.A., ed. *Underground Mining Methods Handbook.* New York: SME, pp. 945-952.

MELO, F., 2018. *Geología y mineralización del cuerpo Mascota en el yacimiento Yauricocha - Sociedad Minera Corona S.A.* Puno: Universidad Nacional del Altiplano.

ÑAUPAS, H., et al., 2018. *Metodología de la investigación cuantitativa-cualitativa y redacción de la tesis.* 5ª ed. Bogotá: Ediciones de la U.

PIÑA, A., 2015. *Estimación de costos en proyectos mineros.* s.l.

SALOMÓN, S., ORTIZ, A. y CORDERO, V., 2018. Productividad del proceso minero, más allá de la producción. *Revista Universidad, Ciencia y Tecnología*, 22(89), pp. 4-16.

JIMÉNEZ, I. y MOLINA, J., 2006. Propuesta de medición de la productividad en minería de oro vetiforme y reconocimiento de estándares productivos sostenibles. *Boletín de Ciencias de la Tierra*, 1(19), pp. 73-88.

RODRÍGUEZ, J., 2007. *Caracterización de macizos rocosos.* Oviedo: Universidad de Oviedo.

ROJAS, P., 2021. *Optimización de la operación unitaria de perforación y voladura mediante el uso de indicadores claves de rendimiento en la Compañía Minera Arco de Oro S.A.C - Huarochirí - Lima - 2020.* Huancayo: Universidad Continental.

SÁNCHEZ, A., 2023. *Optimización de los procesos de perforación y voladura en la cantera de áridos Beltrán, Santa Rosa - El Oro.* Ecuador: Universidad del Azuay.



SHEKHAR, G., et al., 2019. *Draw control strategy for sublevel caving*. Luleå, Suecia: Luleå University of Technology.

VARGAS, V., 2021. *Análisis de las variables operacionales en el proceso de mina a planta para el mejoramiento de la producción en tiempo de crisis en DOE RUN Perú SRL en liquidación - Mina Cobriza 2021*. Huancayo: Universidad Continental.

WIMMER, M., 2012. *Towards understanding breakage and flow in sublevel caving*. Luleå, Suecia: Luleå University of Technology.



ANEXOS



ANEXO A. Matriz de consistencia

Tabla 50 — Matriz de consistencia

Diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad, en hundimiento por subniveles (SLC) con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023						
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Metodología
Problema general ¿Cómo será el diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad en hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, mina Yauricocha, Lima – 2023? Problemas específicos • ¿Cuáles son las características geomecánicas del cuerpo Esperanza	Objetivo general Determinar el diseño de perforación y voladura para la optimización de costos y productividad en hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023. Objetivos específicos • Determinar las características geomecánicas del cuerpo Esperanza Norte y los	Hipótesis general El diseño de perforación y voladura optimiza los costos y la productividad en el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023. Hipótesis específicas • Las características geomecánicas del cuerpo Esperanza y los parámetros para el diseño de perforación y voladura son	Variable 1 Diseño de malla de perforación-voladura	Características geomecánicas	Antecedentes geomecánicas Características litológicas Clasificación geomecánica Análisis de estabilidad controlada por esfuerzo.	Tipo: Aplicada Diseño: No experimental Técnica: Observación Instrumentos: Libreta de notas. Planos de la minera. Informes de la perforación y voladura. Plan anual de los trabajos realizado en la minera
				Malla de perforación y voladura	Parámetros de perforación y voladura. Ancho de block. Volumen de elipsoide. Burden y espaciamiento. Numero de taladros. Numero taladros a cargar.	

Norte y los parámetros adecuados para el diseño de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023? • ¿Qué diseño de malla de perforación y voladura es el más adecuado para el método de hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha, Lima, 2023? • ¿Cómo optimizar los costos en perforación y	parámetros para el diseño de perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023. • Determinar el diseño la malla de perforación y voladura para el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023. • Determinar la optimización de costos en perforación y voladura en el minado por hundimiento por subniveles con	óptimas en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023. • El diseño de perforación y voladura es eficiente para el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023. • Los costos en perforación y voladura se optimizan y se reduce significativamente los costos operativos en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza			Cálculo de explosivos y accesorios de voladura. Cálculo de voladura de bolsillos. Cálculo de voladura secundaria. Diseño de malla de perforación. Simulación de voladura. Cálculo de accesorios de perforación.	
					Costos en perforación y voladura	
					Productividad	

voladura en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023? • ¿Cómo optimizar la productividad en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – mina Yauricocha – Lima, 2023?	bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023. • Determinar la optimización de la productividad en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05 – Mina Yauricocha – Lima 2023.	Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023. • La optimización de productividad es eficiente en el minado por hundimiento por subniveles con bancada de 20 m en el cuerpo Esperanza Norte, nivel 1120 – piso 05, en la mina Yauricocha – Lima, 2023.			Productividad del personal y equipos de trabajo. Tasa de utilización de la maquinaria y equipos. Producción mensual	
--	---	---	--	--	--	--

ANEXO B. Planos geológicos, geomecánica, producción.

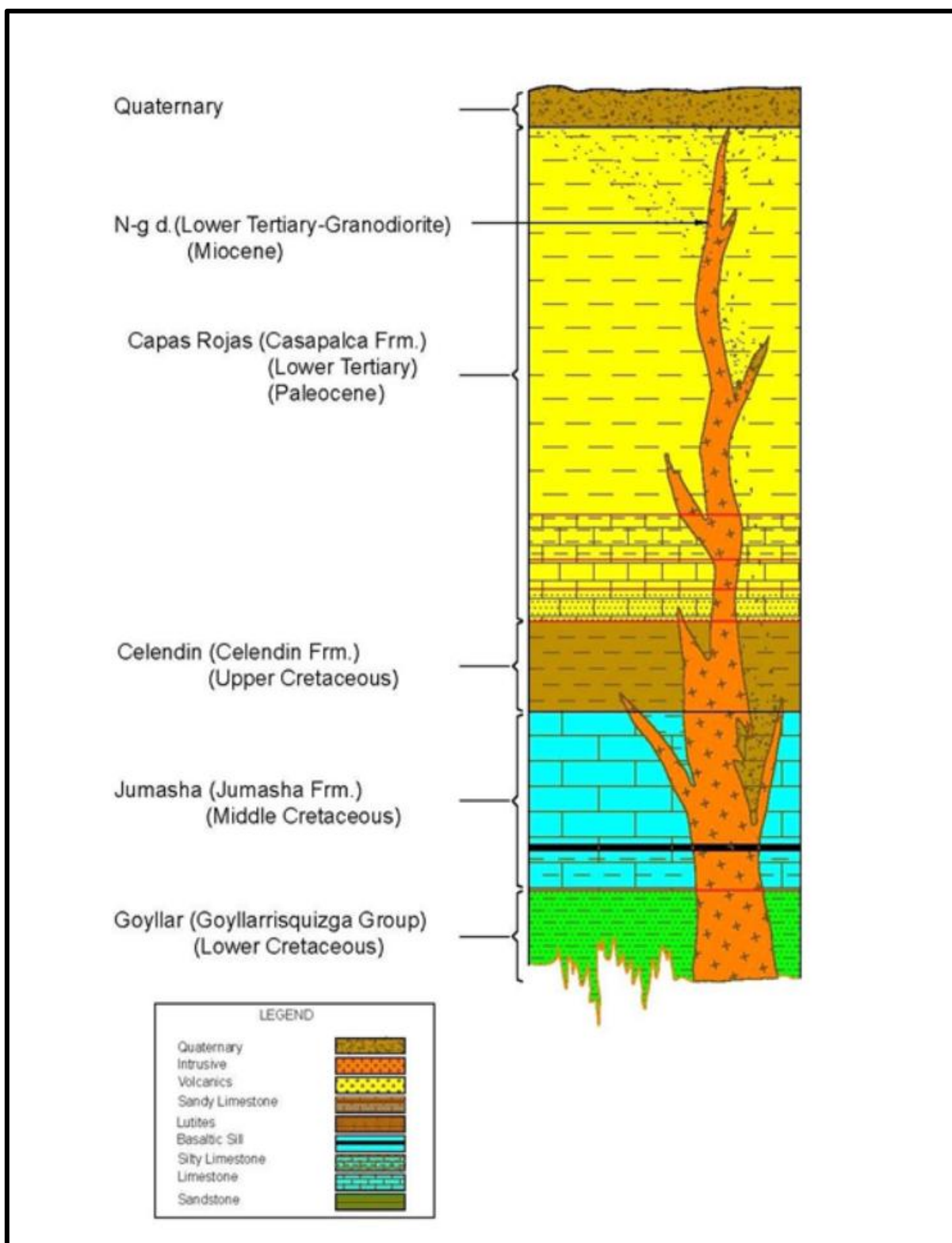


Figura 45 — Columna estratigráfica Yauricocha

Fuente: (MINA Yauricocha, 2022).

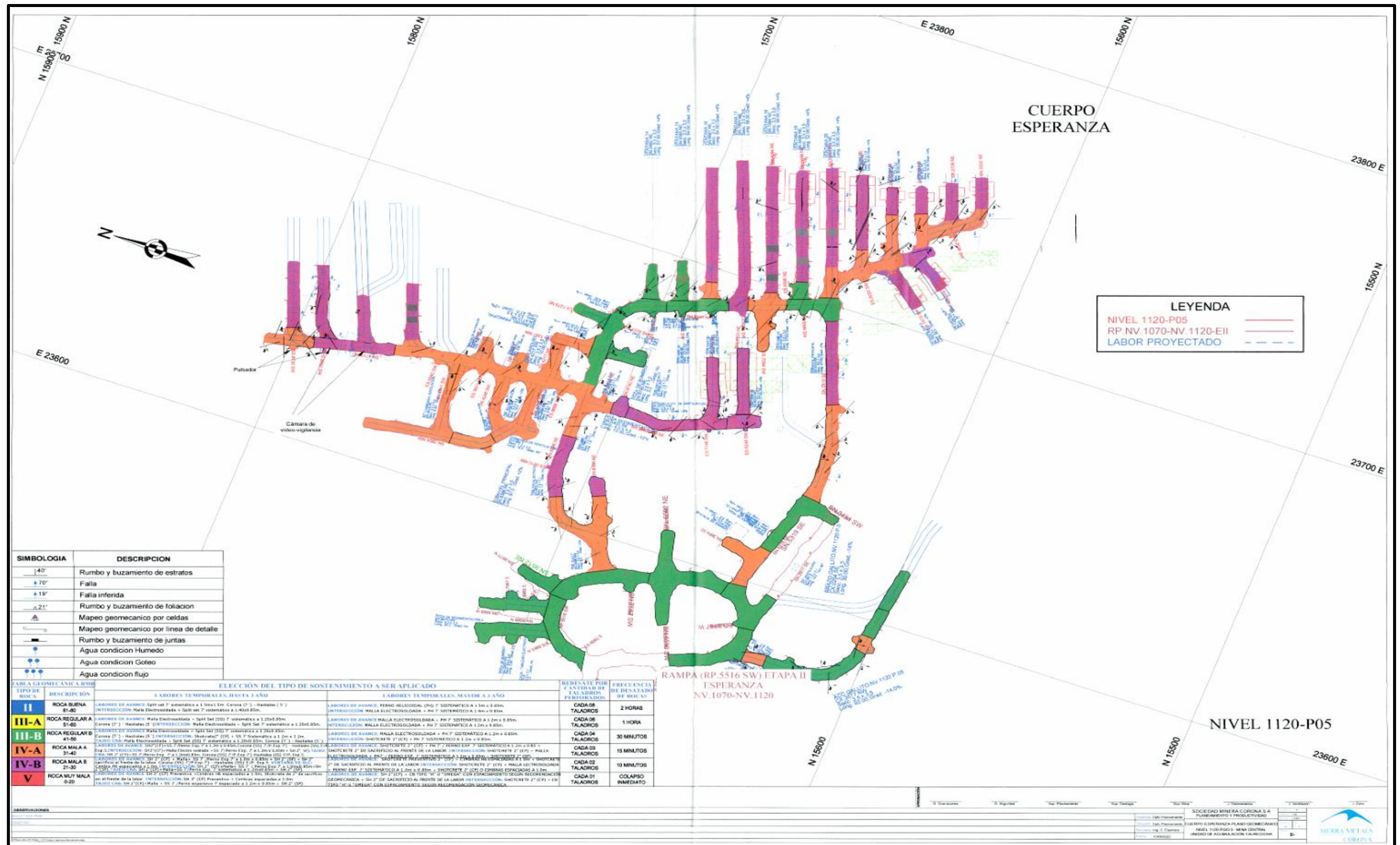


Figura 46 — Mapeo geomecánico de cuerpo Esperanza

Fuente: (MINA YAUICOCHA,2022).

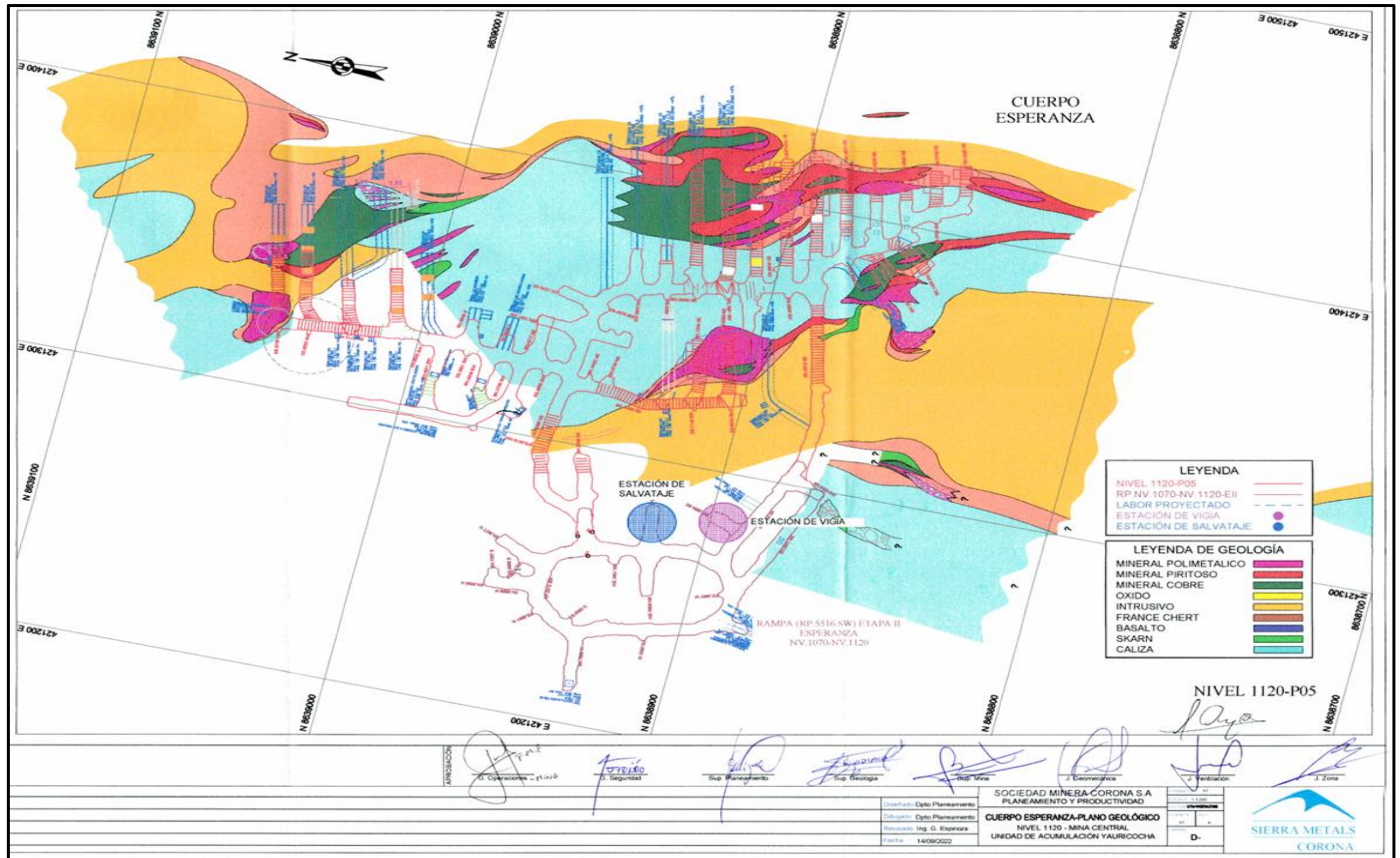


Figura 47 — Plano geológico del cuerpo Esperanza.

Fuente: (MINA YAUICOCHA,2022)

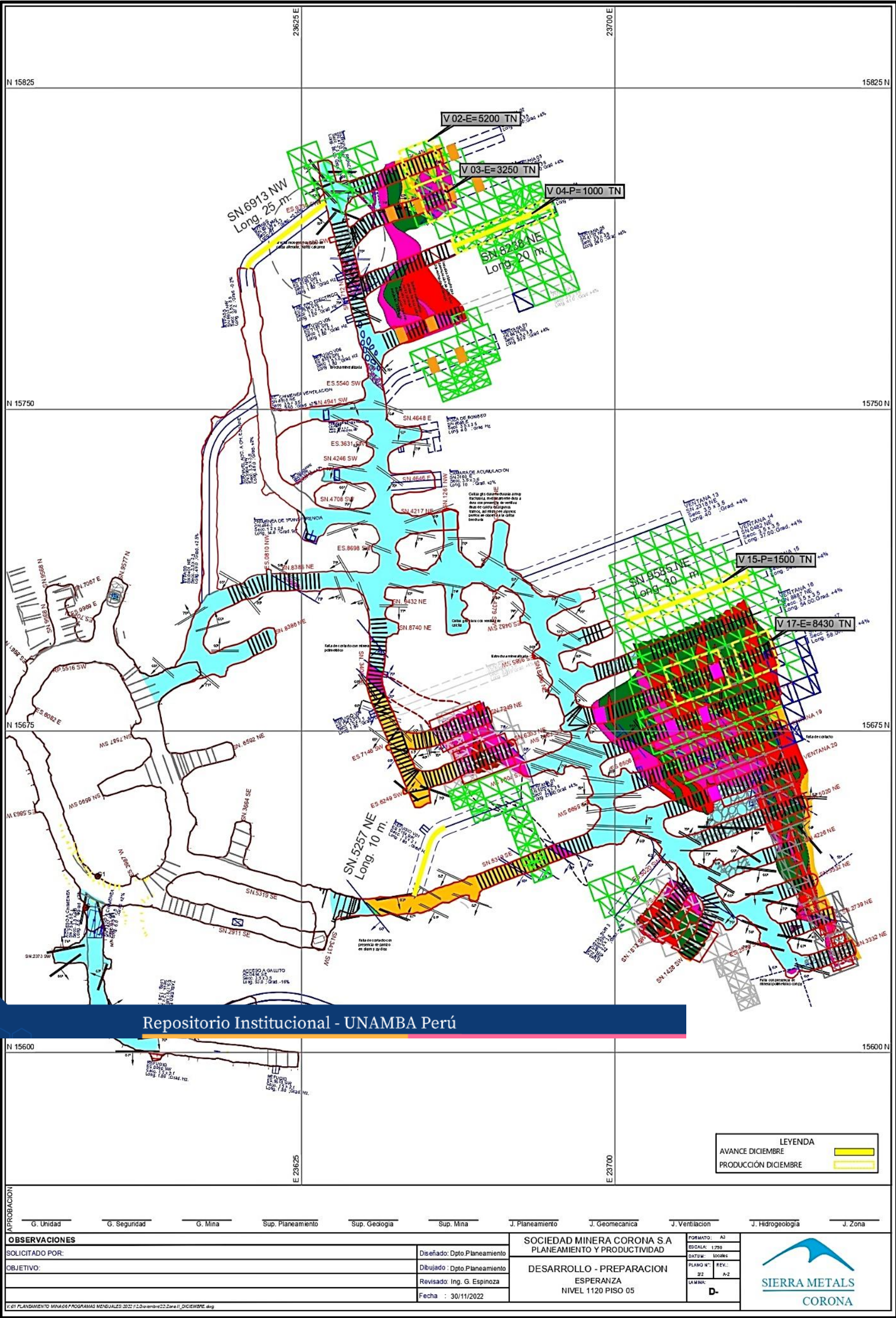


Figura 48 — Plano de producción mensual diciembre-2022

Fuente: (MINA YAURICOCHA,2022).

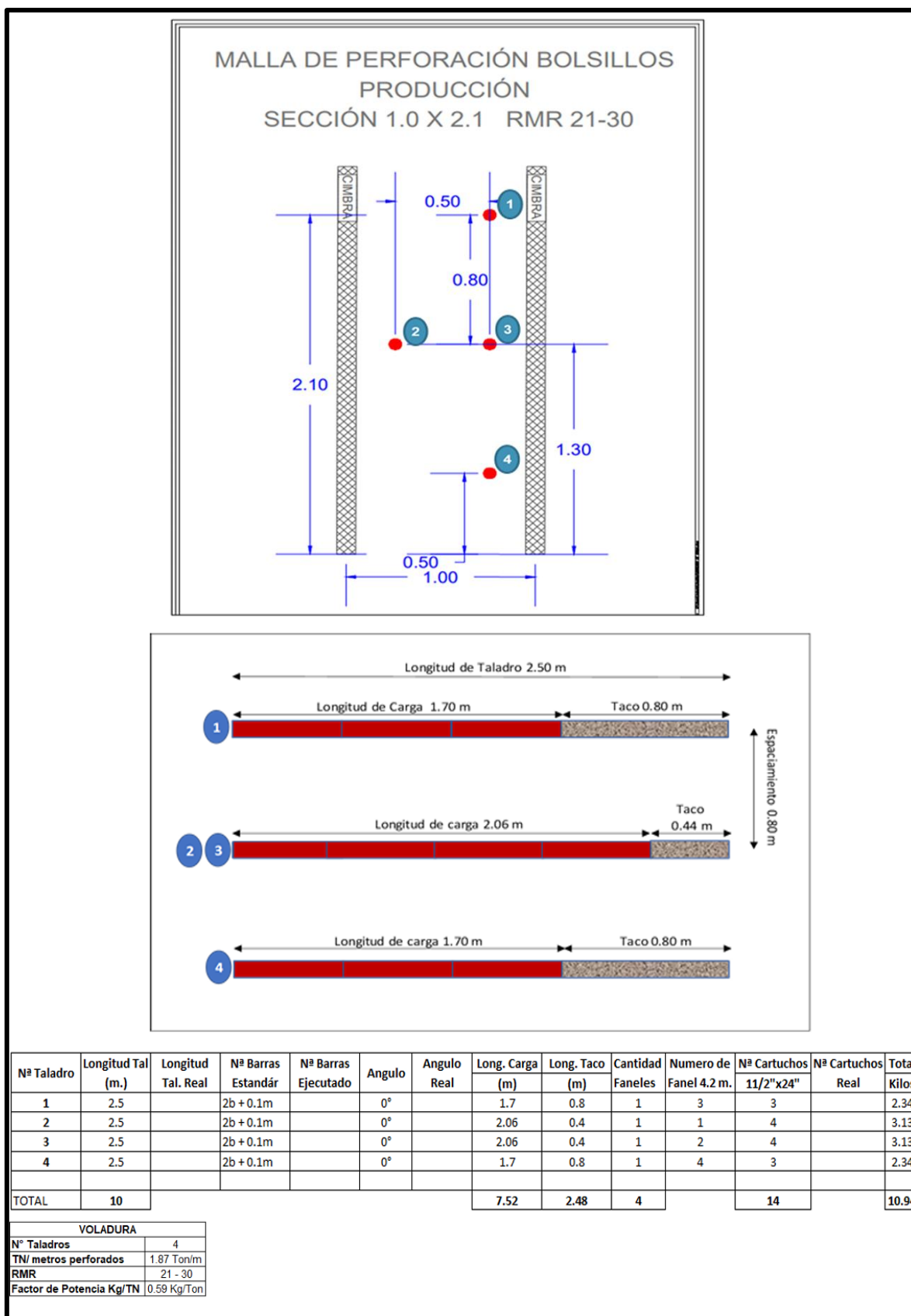


Figura 49 — Malla de perforación y voladura de bolsillos.

ANEXO C. Vista longitudinal de la mina Yauricocha.

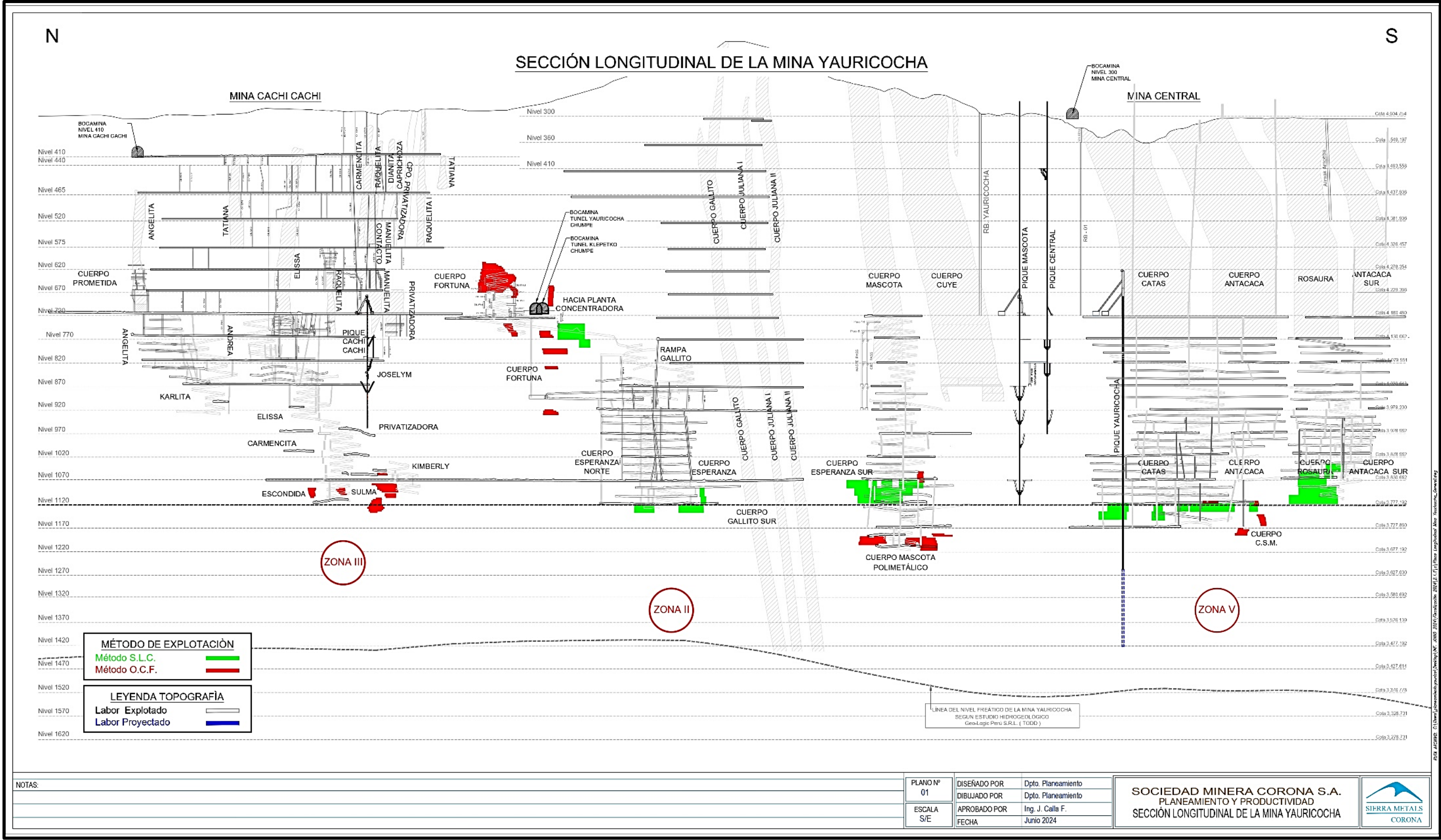


Figura 50. Sección longitudinal

Fuente: (MINA YAURICOCHA,2022).

ANEXO D. Planos de secciones de mallas de perforación SLC

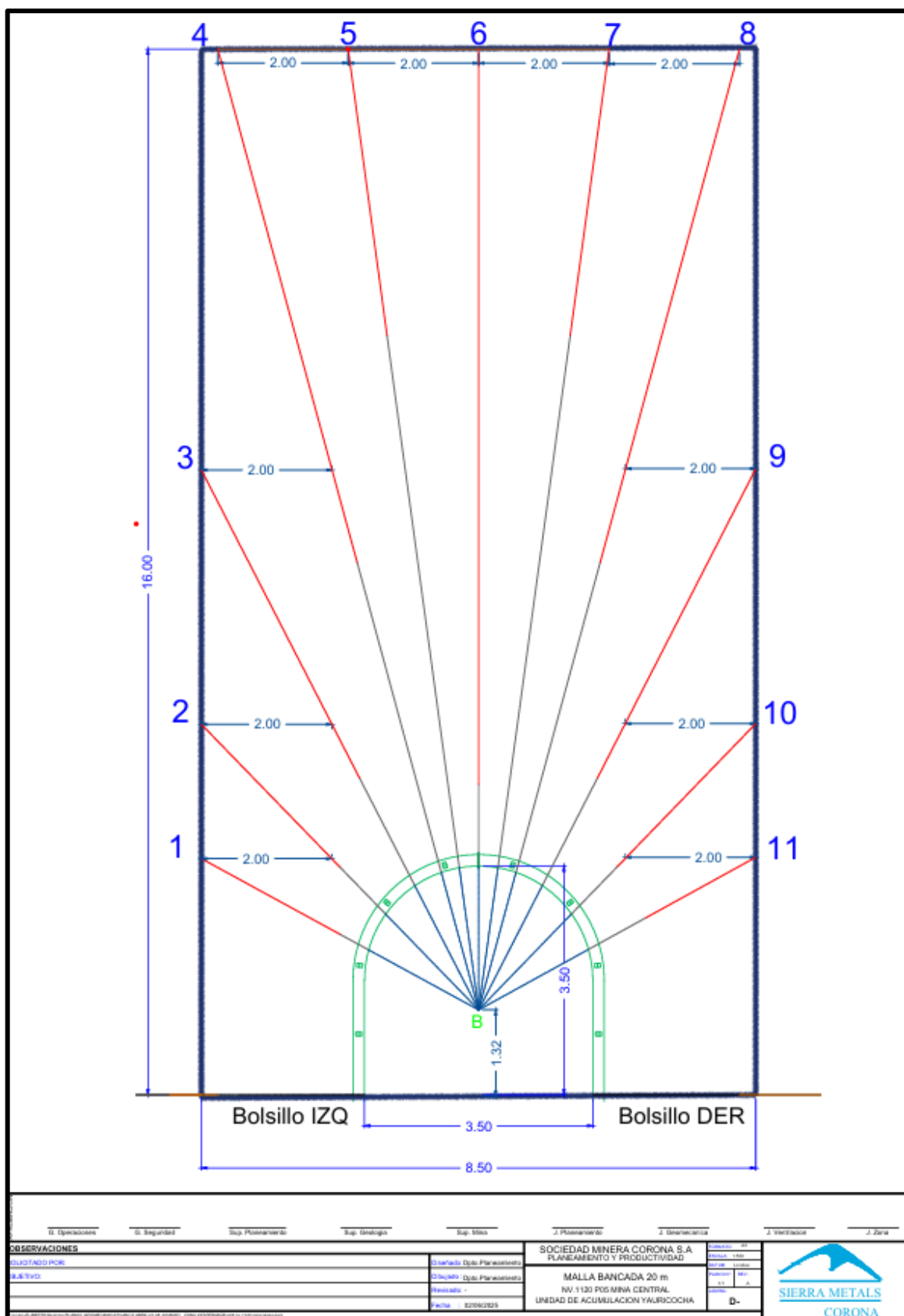


Figura 51 — Malla de perforación bancada 13 m



Figura 52 — Malla de perforación bancada 20 m.

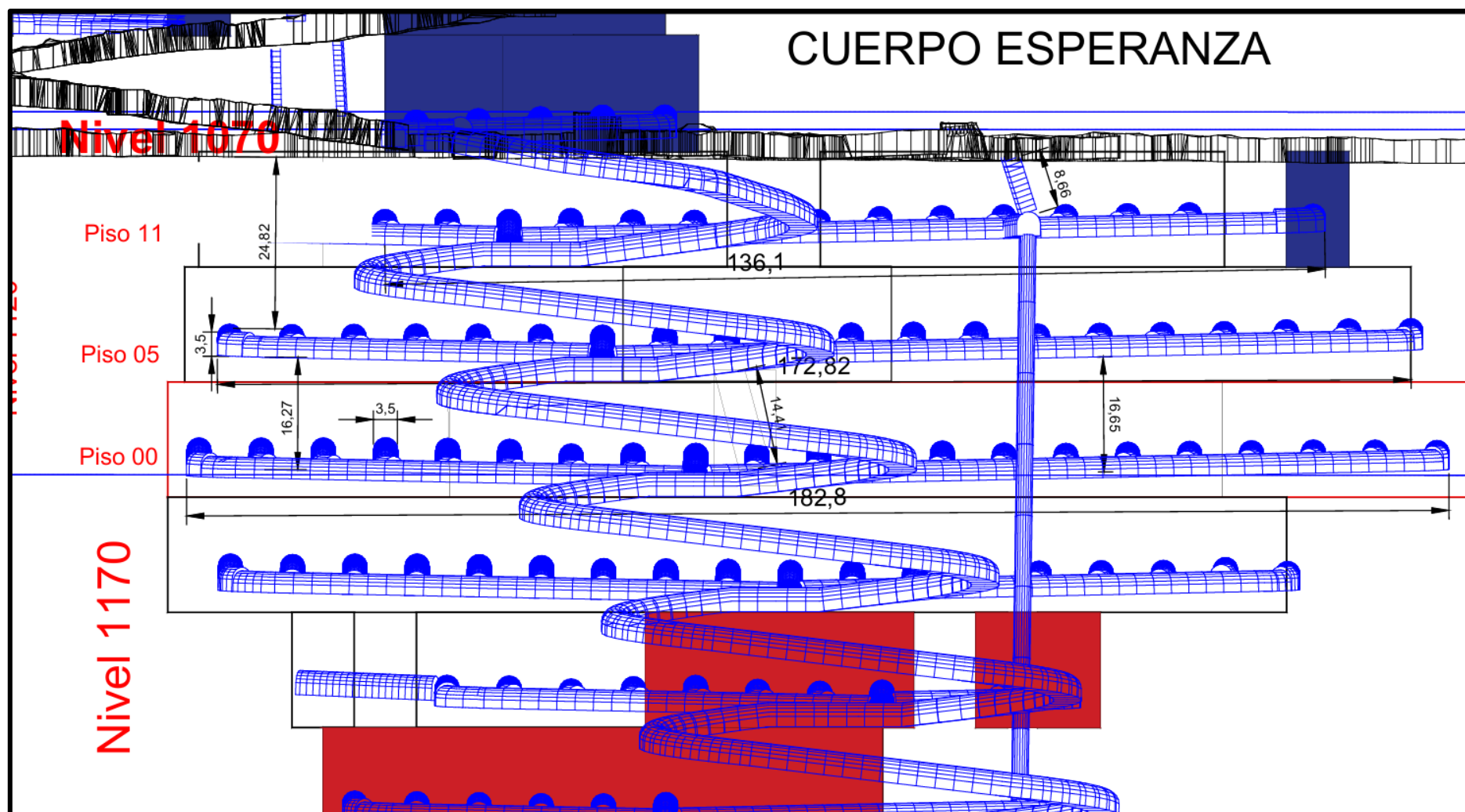


Figura 53 — Sección de minado nivel 1120.

ANEXO E. Fotografías en campo.



Figura 54 — Ventana de explotación en preparación.



Figura 55 — Ventana de explotación con preparación concluida.



Figura 56 — Bolsillo Izquierdo en inicio de perforación para generar cara libre.

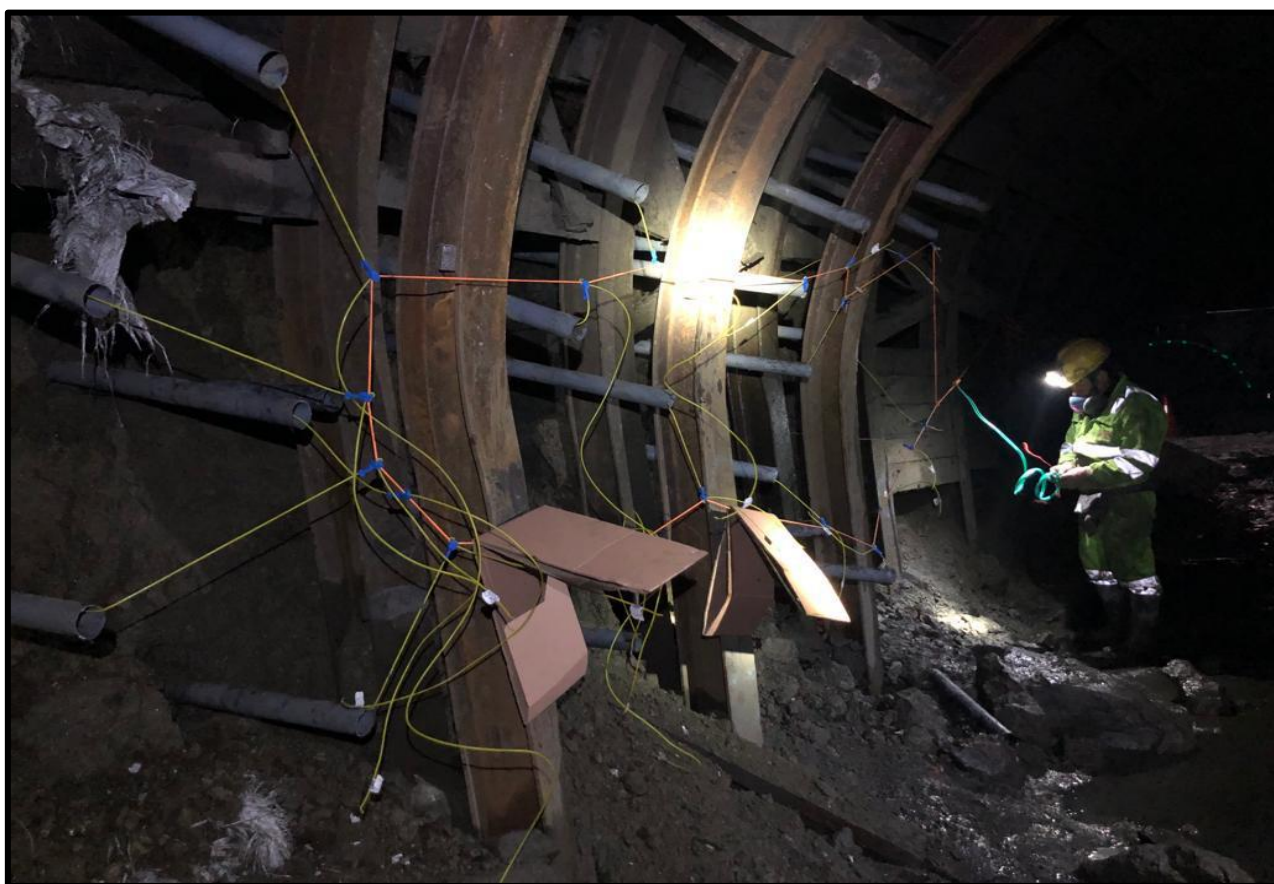


Figura 57 — Bolsillos perforados y cargados con explosivos, listos para voladura.



Figura 58 — Cuerpo en perforación radial.



Figura 59 — Cuerpo en proceso de carguío de taladros con explosivos.



Figura 60 — Taladros cargados con explosivos amarrados al cordón detonante.



Figura 61 — Carga mineral post voladura de abanico.



Figura 62 — Limpieza y acarreo de mineral a telemando.



Figura 63 — Bocamina nivel 300 – Yauricocha contrata Corimayo.

ANEXO F. Control de guardia y el cálculo de eficiencia de excavación

ESPERANZA NORTE																							
DICIEMBRE NV_1120_P.05			23		24		25		26		27		28		29		30		31		EXPLOTACION		
			TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA		TMS/ GUARDIA				
VENTANA	BOLS.	LADO	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	D	N	NRO CUCHARAS	TN BOLSILLO	
V.02	22	DERECHO	5	4	8	3	9	20	5	7											61	612.5	
		IZQUIERDO	6	4	8	3	8	11	14	10											64		
	21	DERECHO			3			13	5	7	15	10	10								63	612.5	
		IZQUIERDO									15	15	12	20							62		
	20	DERECHO									20	8	7	12	15						62	602.7	
		IZQUIERDO									8	5	10	12	10	8	8				61		
	19	DERECHO													14	8	7	26	10		65	627.2	
		IZQUIERDO													10		7	26	20		63		
	18	DERECHO																15	10	25	50	426.3	
		IZQUIERDO																15	12	10	37		
	17	DERECHO																		4	4	39.2	
		IZQUIERDO																		4	4		
		NRO CUCHARAS PROY		11	8	19	9	17	39	24	24	58	38	39	44	49	16	24	82	52	43		
		TN DIA		53	37.86	90.86	45.43	83.29	189.3	113.6	113.6	280.2	181.7	189.3	212	234.7	75.72	113.6	393.7	249.9	206.5	V.-02(TN)	
ACUMULADO POR DIA			90.9		136.3		272.6		227.2		461.9		401.3		310.5		507.3		456.4		PROG.	EJEC.	
ACUMULADO A LA FECHA			90.9		227.2		499.8		726.9		1188.8		1590.1		1900.6		2407.9		2864.3		5200.00	2864.28	

Figura 64 — Control de producción ventana 02.

ANEXO G. Producción anual 2023

Tipo de Mineral	TMS	Ensayes Químicos			
		Ag Oz/TM	Pb %	Cu %	Zn %
Polimetálico	987,043	1.68	0.76	0.88	2.41
Total	987,043				

Figura 65 — Procesamiento de mineral polimetálico.

Tipo	TMS	Ensayes Químicos				Recuperaciones			
		Ag Oz/ TM	Pb %	Cu %	Zn %	Ag %	Pb %	Cu %	Zn %
Cobre polimetálico	26,125	21.86	2.24	25.10	8.60	34.44	7.81	75.61	9.45
Plomo polimetálico	11,326	42.05	52.99	3.90	4.60	28.73	80.14	5.10	2.19
Zinc polimetálico	39,206	3.72	0.54	2.13	49.96	8.80	2.81	9.63	82.34
Total	76,657								

Figura 66 — Proceso de mineral de los subproductos en planta y leyes.

ANEXO H. Utilización de equipos

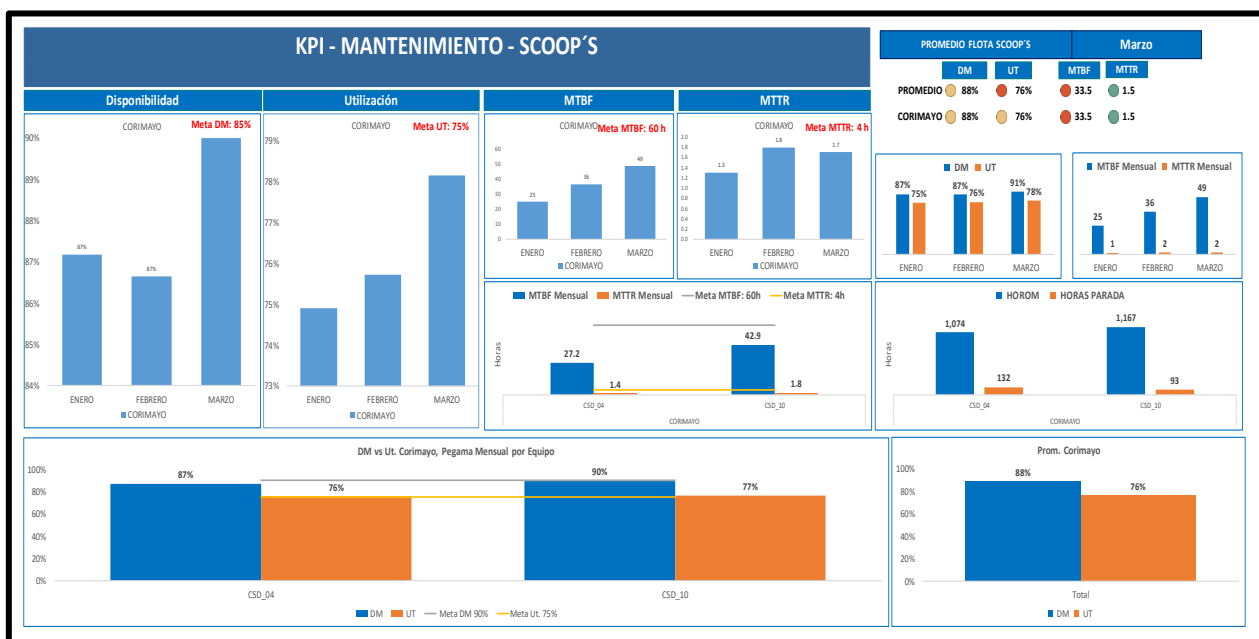


Figura 67 — Gráficos de kpi de utilización scoops

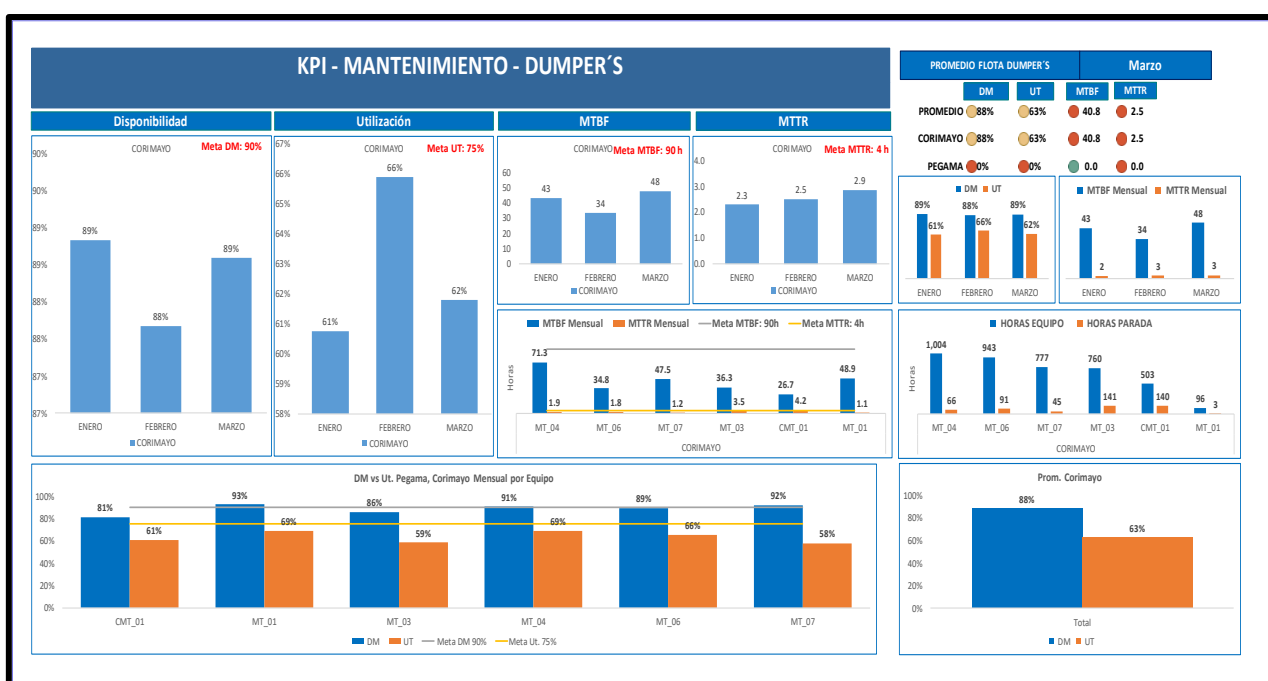


Figura 68 — Gráficos de kpi de utilización dumpers.