

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



Tesis

Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en labor
Virgen de Chapi, Galería 1017 SW-Nivel 3827 unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba 2025

Presentado por:

Luis Ramos Huanacchiri

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2026



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



TESIS

**Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en labor
Virgen de Chapi, Galería 1017 SW - Nivel 3827, unidad Minera Antak'uychi
Vilcabamba 2025**

Presentado por **Luis Ramos Huanacchiri**, para optar el título de Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 20 de abril de 2026 ante el jurado evaluador:

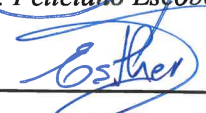
Presidente:


Dr. Franklin Aguirre Huillcas

Primer miembro:


Mtro. Feliciano Escobedo Silva

Segundo miembro:


Mg. Esther Ruth Calatayud Madariaga

Asesor:


Mtro. Edgar Crispín Huacac Farfán



"Año de la Esperanza y el Fortalecimiento de la Democracia"

CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD
N° 151-2026

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 malla de perforación y Voladura para optimizar los costos operativos en la labor virgen de Chapi, galería 1017 sw-nivel 2827, unidad minera Antak' uychi vilcabamba 2025**, Presentado por el bachiller: **Luis Ramos Huanacchiri**; 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 **(16%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 09 de junio del 2026



UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
FACULTAD DE INGENIERÍA

Dr. Walquer Huanani Calsín
DIRECTOR DE LA UNIDAD DE INVESTIGACIÓN
FACULTAD DE INGENIERÍA

C. c.
Archivo
WHC/ DUI-FI
Yovana/sec
REG. N° 480



Agradecimiento

Quisiera expresar mi más sincero agradecimiento a la Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac y, en especial, a la Escuela Académico-Profesional de Ingeniería de Minas, institución que me acogió en sus aulas. A través de sus distinguidos docentes, pude recibir conocimientos y experiencias fundamentales, que han sido de gran valor para enfrentar el competitivo mercado profesional en el que nos encontramos todos quienes elegimos esta prestigiosa carrera



Dedicatoria

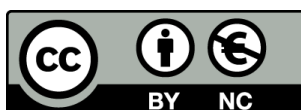
Este trabajo es el resultado de un esfuerzo continuo y el apoyo incondicional de personas fundamentales en mi vida. Dedico este logro a mi mamá Profeta Huanacchiri Herrera y a mis hermanos Doris Beatriz Yauri Huanacchiri y Max Crithican Yauri Huanacchiri, quienes, con su constante apoyo moral, comprensión y sacrificio, me brindaron la fortaleza necesaria para superar cada desafío a lo largo de mi formación académica. Su orientación y estímulo han sido esenciales para la culminación de este proyecto.



Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en labor virgen de chapi, Galería 1017 SW-Nivel 3827 unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba 2025

Línea de investigación: Minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pág.
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	4
ABSTRACT	6
CAPÍTULO I	8
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	8
1.1 Descripción del problema	8
1.1.1 Diagnostico internacional	8
1.1.2 Diagnostico nacional	9
1.1.3 Diagnostico local	9
1.1.4 Pronostico	10
1.1.5 Control de pronostico	10
1.2 Enunciado del problema	10
1.2.1 Problema general	10
1.2.2 Problemas específicos	11
1.3 Justificación de la investigación	11
1.3.1 Justificación académica	12
1.3.2 Justificación social	12
1.3.3 Justificación ambiental	13
1.4 Ubicación y contextualización	13
1.4.1 Ubicación	13
1.4.2 Contextualización	14
CAPÍTULO II	16
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	16
2.1 Objetivos de la investigación	16
2.2.1 Objetivo general	16
2.2.2 Objetivos específicos	16
2.2 Hipótesis de la investigación	16
2.2.1 Hipótesis general	16
2.2.2 Hipótesis específicas	17
2.3 Operacionalización de variables	18
CAPÍTULO III	19
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	19



3.1	Antecedentes	19
3.1.1	Antecedentes internacionales	19
3.1.2	Antecedentes nacionales	20
3.1.3	Antecedentes locales	21
3.1.4	Síntesis	21
3.2	Marco teórico	22
3.2.1	Diseño de malla de perforación y voladura según Aramayo	22
3.2.2	Caracterización geomecánica del macizo rocoso	22
3.2.3	Diseño geométrico de la malla	22
3.2.4	Burden	23
3.2.5	Configuración geométrica de la carga explosiva en el taladro	24
3.2.6	Selección del sostenimiento mediante el índice GSI modificado	25
3.2.7	Espaciamiento	26
3.2.8	Volumen de roca fragmentada	27
3.2.9	Factor de carga	27
3.2.10	Factor de potencia	27
3.2.11	Consumo específico de explosivos	28
3.2.12	Distribución de taladros	28
3.2.13	Diseño de corte	28
3.2.14	Evaluación económica	29
3.2.15	Distribución de la carga explosiva.	29
3.2.16	Longitud total de taladro	29
3.2.17	Taco	30
3.2.18	Carga de fondo	30
3.2.19	Carga de columna	30
3.2.20	Concentración lineal de carga	31
3.2.21	Carga total por taladro	31
3.2.22	Factor de carga	31
3.2.23	Distribución de taladros	32
3.2.24	Diseño de corte	32
3.2.25	Factor de potencia	32
3.2.26	Diseño de malla de perforación	33
3.2.26.1	Mecánica de rocas	33
3.2.26.2	Macizo Rocosó	33
3.2.27	Clasificación geomecánica del macizo rocoso	33
3.2.28	Perforación	35
3.2.28.1	Principios de perforación	35
3.2.28.2	Tipos de perforación	35



3.2.29	Diseño de voladura	36
3.2.29.1	Factor de carga	36
3.2.29.2	Carga de fondo	37
3.2.29.3	Carga de columna	37
3.2.29.4	Volumen por taladro	37
3.2.29.5	Volumen de explosivo	37
3.2.29.6	Tonelaje roto	38
3.2.29.7	Densidad de carga lineal	38
3.2.30	Costos operativos de perforación y voladura	39
3.2.30.1	Costos variables	39
3.2.30.2	Costos fijos	39
3.2.31	Fragmentación de rocas	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	44
4.3	Descripción ética de la investigación	44
4.4	Población y muestra	45
4.5	Procedimiento	45
4.6	Técnica e instrumentos	49
4.7	Análisis estadístico	50
CAPÍTULO V		52
RESULTADOS Y DISCUSIONES		52
5.1	Resultados técnicos	52
5.1.1.1	Recomendación geomecánica	53
5.2	Análisis de resultados	87
5.3	Contrastación de hipótesis	94
5.4	Discusión	98
CAPÍTULO VI		101
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES		101
6.1	Conclusiones	101
6.2	Recomendaciones	102
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		104
ANEXOS		108

ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 — Ruta de acceso al proyecto minero desde Abancay	14
Tabla 2 — Operacionalización de las variables de investigación	18
Tabla 3 — Diagnóstico inicial de los parámetros de perforación y voladura	46
Tabla 4 — Diagnóstico económico inicial de la perforación y voladura	47
Tabla 5 — Comparación entre el diseño inicial y el diseño optimizado	48
Tabla 6 — Datos geotécnicos y operativos de la labor, Perforación–Voladura	56
Tabla 7 — Características geométricas de la sección de la labor	58
Tabla 8 — Datos geotécnicos y operativos de la labor	59
Tabla 9 — Espaciamiento de taladros según dureza de la roca	60
Tabla 10 — Coeficiente o factor de roca	60
Tabla 11 — Parámetros técnicos del frente de avance	72
Tabla 12 — Costo de mano de obra en limpieza	73
Tabla 13 — Costo de mangueras y accesorios de perforación	74
Tabla 14 — Costo de implementos de seguridad en limpieza (valores prorrateados)	76
Tabla 15 — Costo de herramientas y otros materiales en limpieza	78
Tabla 16 — Costo del equipo de perforación	80
Tabla 17 — Costo de implementos de seguridad en limpieza (valores prorrateados)	81
Tabla 18 — Distribución de carga por taladro	82
Tabla 19 — Total de explosivos emulsión encartuchada utilizados por sección	83
Tabla 20 — Comparación del avance por diseño de perforación y voladura	90
Tabla 21 — Matriz de consistencia de la investigación	109

ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág
Figura 1 — Configuración de la distribución de carga explosiva en un taladro	25
Figura 2 — Cartilla para la selección del sostenimiento con el índice GSI modificado	26
Figura 4 — Diseño anterior del arranque	55
Figura 5 — Diseño anterior a la optimización	56
Figura 6 — Diseño de áreas y perímetro para el nuevo diseño	61
Figura 7 — Nuevo diseño optimizado	64
Figura 8 — Diseño de factor de carga y factor de potencia para taladros	84
Figura 9 — Diseño de factor de carga y factor de potencia para taladros	89
Figura 10 — Diseño optimizado mediante la eficiencia y el avance de excavación	92
Figura 11 — Diseño optimizado de factor de potencia	94
Figura 12 — Reducción real del costo	95
Figura 13 — Reducción real del costo	96
Figura 14 — Reducción del costo	97
Figura 15 — Factor de potencia	98
Figura 16 — Ingreso a la mina Virgen de Chapi	110
Figura 17 — Equipo de perforación	110
Figura 18 — Instalación de carga explosiva	111
Figura 19 — Preparación de la voladura	111
Figura 20 — Frente de perforación con taladros cargados	112
Figura 21 — Inspección del macizo rocoso en el interior de la mina	112
Figura 22 — Operación de perforación en el frente de avance	113
Figura 23 — Carguío de material con equipo pesado	113
Figura 24 — Medición de orientación con brújula minera	114
Figura 25 — Personal ingresando a labor subterránea	114
Figura 26 — Preparación de carga explosiva en el frente de trabajo	115
Figura 27 — Personal en zona de operaciones con equipo pesado	115
Figura 28 — Monitoreo de condiciones en el interior de la mina	116
Figura 29 — Estación total utilizada para el levantamiento topográfico	116
Figura 30 — Medición de gases en el interior de la mina	117
Figura 31 — Sistema de ventilación en la bocamina	117
Figura 32 — Levantamiento topográfico con equipo láser en el interior de la mina	118
Figura 33 — Personal operativo en superficie minera	118
Figura 34 — Selección manual de material mineralizado	119

Figura 35 — Distribución de taladros para voladura	119
Figura 36 — Distribución de taladros en el frente de voladura	120
Figura 37 — Preparación de carga explosiva con detonadores	120
Figura 38 — Personal operativo de la unidad minera	121
Figura 38 — Plano planta y perfil longitudinal de la Unidad Minera	122

INTRODUCCIÓN

La minería constituye una de las actividades económicas más importantes a nivel mundial, debido a su papel fundamental en el suministro de materias primas esenciales para el desarrollo de diversas industrias y como motor clave del crecimiento económico Hartman et al. (2002). En el Perú, la minería subterránea representa un desafío técnico y operativo significativo, ya que exige la aplicación de procesos eficientes, seguros y económicamente sostenibles que permitan optimizar la explotación de los recursos minerales (C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco J. Ayala Carcedo, 1995).

En este contexto, las operaciones de perforación y voladura se consolidan como actividades críticas, debido a su influencia directa en la productividad, la seguridad del personal y los costos operativos de las labores mineras (C. López Jimeno, 2017).

El diseño y rediseño de la malla de perforación y voladura se ha convertido en una herramienta técnica fundamental para la optimización de costos y la mejora del avance lineal en labores subterráneas. Este proceso integra criterios geomecánicos del macizo rocoso, tales como el índice de calidad de roca (RQD), el sistema de clasificación geomecánica RMR y la densidad de la roca, permitiendo una adecuada distribución de los taladros y de la carga explosiva (Bieniawski, 1989).

Diversos estudios internacionales y nacionales han demostrado que la aplicación de metodologías técnicas en el diseño de mallas de perforación y voladura contribuye a mejorar la fragmentación del macizo rocoso, reducir el consumo de explosivos y aumentar la eficiencia del minado, manteniendo condiciones seguras de operación (Konya et al., 1995)

En ese marco, la presente investigación tiene como objetivo optimizar los costos operativos mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en la labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, durante el año 2025. Para ello, se analizan los costos asociados a la mano de obra, materiales, herramientas, equipos de perforación, implementos de seguridad y consumo de explosivos, así como la determinación



del factor de carga y del factor de potencia por taladro, buscando un equilibrio entre productividad, seguridad y eficiencia económica (C. L. Jimeno, 2018)

El desarrollo de esta tesis aporta información técnica relevante que permite mejorar el avance lineal, optimizar el consumo de insumos y racionalizar el uso de explosivos en labores subterráneas. Los resultados obtenidos constituyen una base técnica para la toma de decisiones operativas, contribuyendo a la mejora continua de los procesos de perforación y voladura y al fortalecimiento de prácticas mineras alineadas con los estándares nacionales e internacionales (Osorio, 2016).

La estructura del presente trabajo de investigación se organiza en seis capítulos, los cuales se describen de manera resumida a continuación:

El Capítulo I, Planteamiento del problema, aborda la descripción de la problemática existente en la labor Virgen de Chapi, formulando el problema general y los problemas específicos que justifican la necesidad de optimizar los costos operativos mediante el diseño de la malla de perforación y voladura. Asimismo, se presentan la justificación de la investigación y la ubicación del área de estudio.

El Capítulo II, Objetivos e hipótesis, define el objetivo general y los objetivos específicos de la investigación, así como las hipótesis que orientan el análisis y permiten evaluar la influencia del diseño de la malla de perforación y voladura en la optimización de los costos operativos.

El Capítulo III, Marco teórico referencial, desarrolla los antecedentes internacionales y nacionales relacionados con el tema de investigación, así como los fundamentos teóricos de la mecánica de rocas, la perforación, el diseño de voladuras y los costos operativos, estableciendo el sustento conceptual del estudio.

El Capítulo IV, Metodología, describe el enfoque metodológico aplicado, detallando el tipo y diseño de la investigación, la población y muestra, el procedimiento seguido, las técnicas e instrumentos utilizados y el tratamiento estadístico de los datos.

El Capítulo V, Resultados y discusión, presenta los resultados obtenidos a partir del mapeo geomecánica, el diseño de la malla de perforación y voladura, el análisis del avance lineal, los



costos operativos y la determinación del factor de carga y factor de potencia, los cuales son discutidos a la luz del marco teórico y antecedentes revisados.

Finalmente, el Capítulo VI, Conclusiones y recomendaciones, expone las conclusiones principales derivadas del estudio y formula recomendaciones técnicas orientadas a la optimización de las operaciones de perforación y voladura en labores subterráneas de características similares.



RESUMEN

La presente investigación tuvo como objetivo diseñar una malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en la labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba durante el año 2025.

Las operaciones de perforación y voladura representan entre el 25 % y 45 % de los costos en minería subterránea a nivel internacional y entre el 30 % y 40 % a nivel nacional, lo que evidencia la necesidad de optimizar estos procesos. En la unidad de estudio, el diseño convencional presentaba deficiencias en la fragmentación del macizo rocoso, sobreconsumo de explosivos y elevados costos operativos, afectando el avance lineal y la eficiencia del ciclo de minado.

La metodología aplicada fue de tipo aplicada, con un nivel explicativo y diseño no experimental, empleando un análisis técnico, económico y estadístico de los para 'metros de perforación y voladura. La población estuvo constituida por los ciclos de perforación y voladura, determinándose una muestra representativa mediante la relación $f = n/N = 0,10$, lo cual permitió evaluar comparativamente el desempeño antes y después de la implementación del diseño optimizado.

El diseño propuesto consideró una malla de 25 taladros, empleando explosivo emulsión Emulnor 5000, con un consumo total de 4,50 kg por disparo. Asimismo, se incorporaron parámetros geomecánicos como el RMR y el RQD para la adecuada distribución de los taladros, permitiendo adaptar el diseño a las condiciones reales del macizo rocoso. En relación con los resultados operativos, se obtuvo un avance promedio de 1,04 m por disparo, con un consumo específico de explosivo dentro del rango de 0,80 a 1,10 kg/m³, cumpliendo con los criterios técnicos establecidos y evidenciando una mejora en la eficiencia del proceso.

Desde el punto de vista económico, el análisis determinó un costo aproximado de S/65,72 por disparo, equivalente a S/ 63,19 por metro lineal, considerando mano de obra, materiales, equipos, herramientas e implementos de seguridad, lo que refleja una optimización significativa en los costos de operación.



El análisis estadístico permitió comparar los indicadores técnicos y económicos antes y después de la implementación del diseño optimizado, evidenciándose mejoras en el avance lineal, reducción del consumo específico de explosivos y disminución del costo por metro lineal.

En este contexto, la contrastación de la hipótesis general, la cual plantea que el diseño de la malla de perforación y voladura permite reducir los costos operativos en al menos un 15 %, fue validada a partir de los resultados obtenidos, al evidenciarse una reducción significativa de los costos unitarios y una mejora en la eficiencia operativa.

Asimismo, las hipótesis específicas fueron confirmadas: el incremento del avance lineal se verificó mediante el logro de 1,04 m por disparo; la reducción del costo de avance se evidenció en la disminución del costo por metro lineal; y la optimización del uso de explosivos se comprobó mediante el consumo específico dentro de rangos técnicos adecuados, lo cual permitió mejorar la fragmentación del macizo rocoso, reducir la sobrerrotura y optimizar el uso de energía explosiva.

En conjunto, los resultados demuestran que el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura constituye una alternativa técnica eficiente que permite mejorar el desempeño operativo, incrementar el avance lineal, reducir los costos de producción y contribuir a una operación minera más segura, eficiente y económicamente sostenible.

Palabras clave: *avance lineal, costos operativos, factor de carga, malla de perforación y voladura, seguridad minera.*



ABSTRACT

The present research aimed to design a drilling and blasting pattern to optimize operational costs in the Virgen de Chapi working face, Gallery 1017 SW – Level 3827, at the Antak'uychi Vilcabamba Mining Unit during the year 2025.

Drilling and blasting operations represent between 25 % and 45 % of underground mining costs at the international level and between 30 % and 40 % at the national level, highlighting the need to optimize these processes. In the study area, the conventional design showed deficiencies in rock mass fragmentation, excessive explosive consumption, and high operational costs, affecting linear advance and the efficiency of the mining cycle.

The methodology applied was of an applied type, with an explanatory level and nonexperimental design, using a technical, economic, and statistical analysis of drilling and blasting parameters. The population consisted of drilling and blasting cycles, and a representative sample was determined using the relation $f = n/N = 0,10$, which allowed a comparative evaluation of performance before and after the implementation of the optimized design.

The proposed design considered a pattern of 25 drill holes, using Emulnor 5000 emulsion explosive, with a total consumption of 4.50 kg per blast. Likewise, geomechanical parameters such as RMR and RQD were incorporated for an adequate distribution of the drill holes, allowing the design to be adapted to the actual conditions of the rock mass.

Regarding operational results, an average advance of 1.04 m per blast was obtained, with a specific explosive consumption within the range of 0.80 to 1.10 kg/m³, meeting the established technical criteria and demonstrating an improvement in process efficiency. From an economic perspective, the analysis determined an approximate cost of S/.65.72 per blast, equivalent to S/. 63.19 per meter of advance, considering labor, materials, equipment, tools, and safety equipment, reflecting a significant optimization of operating costs.



The statistical analysis allowed comparison of technical and economic indicators before and after the implementation of the optimized design, showing improvements in linear advance, reduction in specific explosive consumption, and decrease in cost per meter. In this context, the validation of the general hypothesis, which states that the drilling and blasting pattern design reduces operational costs by at least 15 %, was confirmed based on the results obtained, demonstrating a significant reduction in unit costs and an improvement in operational efficiency.

Likewise, the specific hypotheses were confirmed: the increase in linear advance was verified by achieving 1.04 m per blast; the reduction in advance cost was evidenced by the decrease in cost per meter; and the optimization of explosive use was confirmed through the specific consumption within acceptable technical ranges, which improved rock fragmentation, reduced overbreak, and optimized the use of explosive energy.

Overall, the results demonstrate that the optimized drilling and blasting pattern design constitutes an efficient technical alternative that improves operational performance, increases linear advance, reduces production costs, and contributes to safer, more efficient, and economically sustainable underground mining operations.

Keywords: *Linear advance, operating costs, load factor, drilling and blasting pattern, mining safety.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1 Descripción del problema

1.1.1 Diagnostico internacional

A nivel global, la minería subterránea enfrenta desafíos crecientes relacionados con la optimización de los costos operativos, impulsados por la necesidad de mejorar la eficiencia productiva, garantizar la sostenibilidad económica y cumplir con estrictos estándares de seguridad y protección ambiental Hudson et al. (2005) y Burga Guevara et al. (2019). Diversos estudios indican que las operaciones de perforación y voladura representan entre el 25 % y el 45 % de los costos totales de explotación en minería subterránea, dependiendo de las condiciones geológicas, el método de mi-nado y el nivel de tecnificación de la operación (C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco J. Ayala Carcedo, 1995; Konya et al., 1995).

En países con amplia trayectoria minera como Canadá', Australia y Suecia, la aplicación de metodologías optimizadas en el diseño de mallas de perforación y voladura, apoyadas en la caracterización geomecánica del macizo rocoso y el uso de software especializado, ha permitido incrementar la productividad entre un 10 % y 25 %, así como reducir el consumo de explosivos en rangos del 15 % al 30 % Singh et al. (2016) y Monjezi y Bahrami (2017). Estos avances han contribuido a un mejor control de la fragmentación, reducción de sobre-excavaciones y disminución de vibraciones, generando entornos de trabajo más seguros y eficientes (Shi et al 2019).

No obstante, diversas investigaciones internacionales han demostrado que un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura incrementa significativamente los costos operativos debido al aumento del consumo de explosivos, mayor generación de sobre-rotura y deficiencias en la fragmentación del macizo rocoso, lo que impacta directamente en los costos de carguío, acarreo y chancado Monjezi y Dehghani (2011) y Esen et al. (2014). Se ha reportado que



una fragmentación deficiente puede incrementar los costos aguas abajo hasta en un 20 % respecto a un diseño de voladura optimizado (Chung et al., 2018).

1.1.2 Diagnóstico nacional

En el contexto nacional, la minería constituye una de las principales actividades económicas del Perú, aportando aproximadamente el 10 % del Producto Bruto Interno (PBI) y más del 60 % del valor total de las exportaciones Ministerio de Energía y Minas (2023). Sin embargo, la minería subterránea enfrenta limitaciones en eficiencia operativa, especialmente en unidades donde los costos asociados a la perforación y voladura representan entre el 30 % y el 40 % de los costos directos de explotación (Osorio, 2016).

Estudios realizados en diversas unidades mineras del país evidencian que la aplicación de diseños empíricos o no ajustados a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso genera sobrecostos operativos, sobre excavaciones superiores al 15 %, fragmentación inadecuada del mineral y problemas recurrentes de estabilidad en labores subterráneas B. Quiroz (2019). A pesar de la disponibilidad de herramientas de modelamiento y software especializado, en muchas operaciones persiste el uso de criterios tradicionales basados en la experiencia operativa, limitando la eficiencia y competitividad del proceso productivo (C. L. Jimeno, 2018).

1.1.3 Diagnóstico local

En la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, específicamente en la labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, el diagnóstico preliminar evidencia que el diseño actual de la malla de perforación y voladura no permite optimizar los costos operativos. Se ha identificado un elevado consumo de explosivos, accesorios de voladura y energía, así como una fragmentación deficiente del macizo rocoso, lo que incrementa los costos de limpieza, acarreo y sostenimiento de las labores mineras.

Asimismo, la ausencia de un análisis técnico detallado del factor de carga y del factor de potencia ha generado sobre-excavaciones innecesarias y una mayor inestabilidad en las paredes de las labores, incrementando los costos asociados al sostenimiento y elevando el nivel de riesgo para la seguridad del personal.



Esta situación repercute negativamente en el avance lineal por disparo y reduce la eficiencia global del ciclo de minado, afectando el cumplimiento de los objetivos de producción.

1.1.4 Pronostico

De mantenerse el diseño actual de la malla de perforación y voladura, el pronóstico indica que los costos operativos continuaran incrementándose comprometiendo la rentabilidad de la operación y limitando la competitividad de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba. Asimismo, persistirán los problemas de fragmentación deficiente, sobre-excavación e inestabilidad de las labores, incrementando los riesgos operativos y de seguridad. Por el contrario, la aplicación de un diseño optimizado de la malla de perforación y voladura, basado en criterios geomecánicas y operativos, permitirá reducir el consumo de explosivos, mejorar la fragmentación del macizo rocoso, disminuir las sobre-excavaciones y optimizar el avance lineal por disparo, generando un impacto positivo en los costos y la productividad.

1.1.5 Control de pronostico

El control del pronóstico se realizará mediante la comparación sistemática de los principales indicadores técnicos y económicos antes y después de la implementación del diseño optimizado de la malla de perforación y voladura. Para ello, se evaluarán el costo por metro lineal de avance, el avance lineal por disparo, el consumo específico de explosivos y los factores de carga y potencia, permitiendo una evaluación objetiva y cuantificable del impacto de la investigación sobre la eficiencia operativa y la rentabilidad de la operación minera.

1.2 Enunciado del problema

1.2.1 Problema general

¿De qué manera el diseño de la malla de perforación y voladura optimiza los costos operativos en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, durante el año 2025?

1.2.2 Problemas específicos

- ¿De qué manera se optimizará el costo de avance lineal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025?
- ¿En qué medida se reducirá el costo de avance lineal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025?
- ¿Cuál es el factor de carga y el factor de potencia a partir del diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025?

1.3 Justificación de la investigación

El costo de perforación y voladura representa un porcentaje significativo del costo total, de producción en la minería subterránea. Un diseño inadecuado de la malla de perforación y voladura genera sobre costos asociados al consumo excesivo de explosivos, ineficiencia en la fragmentación del macizo rocoso y una mayor necesidad de sostenimiento en las labores mineras.

Mediante la optimización del diseño de la malla de perforación y voladura, se espera:

- Reducir el costo de avance lineal mediante una adecuada distribución de taladros y una correcta dosificación de la carga explosiva.
- Disminuir los costos operativos en los procesos de perforación y voladura, impactando positivamente en la rentabilidad de la operación minera.
- Mejorar la eficiencia en el uso de explosivos, reduciendo desperdicios y costos innecesarios.

La aplicación de un diseño optimizado permitirá una mejor gestión de los recursos técnicos y económicos, lo que se traducirá en un incremento de la rentabilidad y en una mayor sostenibilidad de la operación minera.



1.3.1 Justificación académica

Desde una perspectiva académica, el presente estudio contribuirá al fortalecimiento del conocimiento en el área de ingeniería de minas y en las operaciones mineras subterráneas, al proporcionar:

- Un modelo práctico para la optimización del diseño de mallas de perforación y voladura en minería subterránea.
- Parámetros técnicos actualizados sobre factores de carga, espaciamiento y distribución de taladros, que podrán servir como referencia para futuras investigaciones.
- Una base técnica para la implementación de mejoras en los planes de estudio de universidades y centros de investigación especializados en minería.

Este trabajo fortalecerá la formación académica de estudiantes y profesionales interesados en la optimización de costos y en la mejora de la eficiencia operativa en minería subterránea.

1.3.2 Justificación social

La optimización del proceso de perforación y voladura genera un impacto social positivo, dado que:

- Contribuye a la generación de empleo sostenible al mejorar la rentabilidad de la mina y asegurar la continuidad de sus operaciones.
- Reduce la exposición de los trabajadores a riesgos operacionales, mediante la mejora de las condiciones de voladura y la calidad de la fragmentación del material.
- Promueve una cultura de seguridad en minería, al aplicar metodologías que minimizan

En este sentido, el estudio beneficiará tanto a los trabajadores como a las comunidades cercanas, al contribuir a un proceso minero más seguro, eficiente



y socialmente responsable. vibraciones, proyecciones incontroladas y accidentes laborales.

1.3.3 Justificación ambiental

El impacto ambiental de las voladuras en minería subterránea constituye un aspecto fundamental a considerar. Un diseño optimizado de la malla de perforación y voladura permitirá.

- Reducir la emisión de vibraciones y gases tóxicos, minimizando los efectos adversos sobre el entorno.
- Disminuir la generación de sobre excavaciones, reduciendo la cantidad de material removido y los impactos en la estabilidad del macizo rocoso.
- Optimizar el uso de explosivos, evitando el exceso de nitratos que pueden generar contaminación del agua y del suelo.

De esta manera, el proyecto contribuirá al desarrollo de una minería más responsable, alineada con los principios de sostenibilidad y con los estándares ambientales vigentes.

1.4 Ubicación y contextualización

1.4.1 Ubicación

El acceso a la Unidad Minera Antak'Uychi Vilcabamba se realiza a través de una ruta terrestre que inicia en la ciudad de Abancay, capital del departamento de Apurímac. El primer tramo del recorrido corresponde a la vía Abancay–Lambrama, con una distancia aproximada de 58 km, la cual se recorre en un tiempo promedio de 1 hora y 30 minutos mediante carretera asfaltada, lo que permite un desplazamiento continuo y seguro.

Posteriormente, desde Lambrama se continúa por el desvío hacia Palpacachi–Vilcabamba, recorriendo una distancia aproximada de 70 km, con un tiempo estimado de 2 horas y 15 minutos. Este tramo se caracteriza por presentar una vía afirmada, lo que condiciona la velocidad de tránsito y requiere mayor precaución, especialmente durante la temporada de lluvias.



Finalmente, el acceso desde el distrito de Vilcabamba hasta la Unidad Minera Antak'Uychi comprende una distancia aproximada de 40 km, con un tiempo de viaje estimado de 35 minutos, a través de una vía afirmada que permite el ingreso directo a las instalaciones mineras. En conjunto, esta ruta constituye el principal acceso logístico para el traslado de personal, equipos y materiales hacia la unidad minera.

Tabla 1 — Ruta de acceso al proyecto minero desde Abancay

Tramo	Distancia	Tiempo	Descripción
Abancay – Lambrama	58 km	1 h 30 min	Carretera asfaltada
Lambrama–Desvío Palpacachi– Vilcabamba	70 km	2 h 15 min	Vía afirmada
Vilcabamba – U.M. Antak'Uychi	40 km	35 min	Vía afirmada
FUENTE: Elaboración propia.			

1.4.2 Contextualización

La minería subterránea desempeña un papel fundamental en la extracción de recursos minerales a nivel mundial, constituyéndose como un sector clave para el desarrollo económico y tecnológico. En este contexto, la eficiencia en los procesos de perforación y voladura resulta crucial para optimizar la productividad y reducir los costos operativos, dado que estos procesos representan una proporción significativa del presupuesto total de las operaciones mineras.

A nivel internacional, la optimización de las mallas de perforación y voladura ha sido objeto de numerosos estudios en minas de mediana y gran escala, con el propósito de mejorar la fragmentación del material, minimizar el consumo de explosivos y reducir los costos de operación. El uso de tecnologías como explosivos emulsificador, sistemas electrónicos de iniciación y análisis digital de fragmentación ha permitido incrementar la eficiencia operativa en diversos proyectos mineros alrededor del mundo. En el contexto nacional, la minería constituye una de las principales actividades económicas del país, siendo una importante fuente de empleo y desarrollo regional. No obstante, muchas operaciones mineras enfrentan problemáticas asociadas al sobreconsumo de

explosivos, sobrerrotura de las labores y elevados costos de operación, derivados de diseños de perforación y voladura poco optimizados. La implementación de mejoras técnicas en estos procesos resulta fundamental para garantizar la sostenibilidad y rentabilidad del sector minero.

A nivel local, en la Unidad Minera Antak'Uychi Vilcabamba, se ha identificado la necesidad de optimizar los parámetros de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, con el objetivo de mejorar el rendimiento operativo y reducir los costos asociados al avance lineal. La aplicación de un diseño de malla optimizado permitirá mejorar la fragmentación del material, minimizar el desperdicio de insumos y aumentar la eficiencia del proceso minero.

En este sentido, la presente investigación busca aportar soluciones técnicas prácticas y aplicables para la mejora de los procesos de perforación y voladura en la unidad minera, contribuyendo al desarrollo de estrategias más eficientes, seguras y sostenibles dentro del sector minero subterráneo.



CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1 Objetivos de la investigación

2.1.1 Objetivo general

Diseñar la malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, durante el año 2025.

2.1.2 Objetivos específicos

- Optimizar el avance lineal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025.
- Reducir el costo de avance lineal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025.
- Determinar el factor de carga y el factor de potencia a partir del nuevo diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, 2025.

2.2 Hipótesis de la investigación

2.2.1 Hipótesis general

El diseño de una malla de perforación y voladura optimizada permite reducir los costos operativos por metro lineal de avance en al menos un 15 %, en comparación con el diseño convencional, en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, durante el año 2025.



2.2.2 Hipótesis específicas

- La aplicación de un diseño optimizado de malla de perforación y voladura incrementa el avance lineal por disparo en al menos un 10 %, respecto al diseño convencional utilizado previamente en la Labor Virgen de Chapi, durante el año 2025.
- El diseño optimizado de la malla de perforación y voladura reduce el costo de avance lineal por metro en al menos un 15 %, como resultado de un menor consumo de explosivos y una mayor eficiencia operativa, en la Labor Virgen de Chapi, durante el año 2025
- La determinación del factor de carga y del factor de potencia mediante el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura permite reducir el consumo específico de explosivos a valores comprendidos entre 0.80 y 1.10 kg/m³, mejorando la eficiencia del proceso de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, durante el año 2025.



2.3 Operacionalización de variables

Tabla 2 — Operacionalización de las variables de investigación

Tipo de variable	Variable	Concepto	Dimensiones e indicadores	Unidad de medida
Variable independiente	Diseño de la malla de perforación y voladura	Proceso técnico que consiste en la definición geométrica y energética de los taladros y cargas explosivas con el fin de lograr una fragmentación adecuada del macizo rocoso y un avance eficiente en labores subterráneas (C. R. López Jimeno, 2004).	Caracterización geomecánica Índice de calidad de la roca	RMR (clasificación)
			Diseño geométrico de la malla - Número de taladros por frente - Espaciamiento - Burden	- Taladros /frente - m - m
			Parámetros de carguío - Factor de carga - Factor de potencia	- kg/m³ - kg/t
Variable dependiente	Optimización de costos operativos	Proceso orientado a minimizar los costos asociados al ciclo de perforación y voladura, manteniendo o mejorando la productividad, la seguridad y la eficiencia del uso de recursos en la operación minera (W. Hustrulid, 1999).	Optimización del avance lineal Avance lineal por disparo	m/disparo
			Costo del avance Costo por metro lineal de avance	S./m
			Eficiencia del uso de explosivos Consumo específico de explosivo	- kg/m³ - kg/t
FUENTE: Elaboración propia.				

CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1 Antecedentes

3.1.1 Antecedentes internacionales

- a) Por una parte, Aramayo (2025) propone una metodología para el diseño de mallas de perforación y voladura en minería subterránea basada en la integración de parámetros geomecánicos, operacionales y económicos. El autor establece que la optimización de los disparos depende de la adecuada determinación del burden, espaciamiento, diámetro de perforación, longitud de taladros, factor de potencia y distribución de cargas explosivas. Asimismo, señala que la evaluación continua de los resultados de campo permite mejorar la fragmentación de la roca, incrementar el avance por disparo y reducir los costos operativos asociados al ciclo de minado.

La metodología desarrollada considera como etapas principales la caracterización geomecánica del macizo rocoso, el diseño preliminar de la malla de perforación, la ejecución de pruebas de voladura, el análisis técnico-económico de los resultados y la optimización progresiva de los parámetros de diseño. Bajo este enfoque, la eficiencia de la perforación y voladura se evalúa mediante indicadores como avance por disparo, consumo de explosivos, sobrerrotura, fragmentación obtenida y costo por metro lineal desarrollado.

- b) Según W. Hustrulid et al. (2010), en su obra especializada sobre perforación y voladura, se establece que un diseño adecuado de la malla de perforación, considerando el burden, espaciamiento y factor de carga, permite mejorar la fragmentación del macizo rocoso y reducir los costos operativos en minería subterránea. El autor concluye que la optimización de estos parámetros influye directamente en el avance lineal y en la eficiencia del proceso de minado.
- c) De acuerdo con C. L. Jimeno, E. L. Jimeno y Francisco Ayala Carcedo (2017), en un estudio aplicado en operaciones mineras subterráneas, se demostró que el



rediseño de mallas de perforación y voladura permite disminuir el consumo específico de explosivos y reducir la sobrerrotura de las labores, generando una reducción significativa de los costos asociados al sostenimiento y limpieza.

- d) Asimismo, Salmi et al. (2021) analizaron la influencia de la variabilidad geológica y geomecánica en el diseño de voladuras, concluyendo que la incorporación de estos factores en la malla de perforación permite mejorar la eficiencia energética de la voladura y reducir los costos operativos.
- e) Por su parte, Losaladjome et al. (2024) evaluaron el impacto de los parámetros de diseño de voladuras sobre el desempeño de la fragmentación, evidenciando que un diseño optimizado reduce la generación de fragmentos sobredimensionados y mejora la productividad del proceso minero.
- f) Finalmente, Dexing et al. (2019) desarrollaron un estudio de caso en una mina subterránea, donde la optimización de los parámetros de perforación y voladura permitió incrementar el avance por disparo y reducir el costo unitario de producción.

3.1.2 Antecedentes nacionales

- a) En el ámbito nacional, Pomasoncco et al. (2019) desarrollaron un modelo optimizado de perforación y voladura tipo pre-cut en minería subterránea, logrando mejoras significativas en la estabilidad de las labores y una reducción del consumo de explosivos.
- b) De manera similar, L. Quiroz (2019) evaluó la optimización del diseño de mallas de perforación y voladura en una mina subterránea peruana, evidenciando una disminución del costo de avance lineal y una mejora en la fragmentación del macizo rocoso.
- c) Asimismo, Guevara (2019) analizaron la relación entre el diseño de voladuras y los costos operativos, concluyendo que la correcta determinación del factor de carga y del factor de potencia permite optimizar los recursos y mejorar la rentabilidad de la operación.



- d) Por otro lado, Mallqui Carhuamaca (2021) aplicó técnicas de análisis de datos para evaluar el desempeño de la perforación y voladura, demostrando que el ajuste de parámetros técnicos permite reducir la variabilidad y costos operativos.
- e) Finalmente, Cotrina Teatino et al. (2025) aplicaron modelos híbridos de aprendizaje automático para optimizar la fragmentación y los costos operativos en minería, obteniendo resultados favorables en la reducción del consumo de explosivos.

3.1.3 Antecedentes locales

- a) A nivel local, en la región Apurímac, los estudios técnicos y reportes operativos de labores subterráneas evidencian deficiencias en los diseños tradicionales de mallas de perforación y voladura, caracterizadas por sobrerrotura y sobreconsumo de explosivos.
- b) Según reportes técnicos internos de operaciones mineras en la zona, las condiciones geomecánicas del macizo rocoso requieren diseños de malla específicos que se adapten a la litología y estructura local.
- c) En la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, se ha identificado que el diseño actual de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, no se encuentra optimizado, generando mayores costos operativos.
- d) Estudios académicos desarrollados en universidades de la región sur del Perú recomiendan la optimización de los parámetros de perforación y voladura como una estrategia para mejorar el avance lineal y reducir costos.
- e) Estas evidencias locales sustentan la necesidad de desarrollar una propuesta de diseño de malla optimizada, acorde a las condiciones geomecánicas específicas de la labor en estudio.

3.1.4 Síntesis

Los antecedentes internacionales, nacionales y locales revisados coinciden en que el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura constituye un factor



determinante para la reducción de los costos operativos en minería subterránea. Asimismo, se evidencia la necesidad de adaptar los parámetros de diseño a las condiciones geomecánicas específicas de cada labor, lo que respalda la pertinencia de la presente investigación en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba.

3.2 Marco teórico

3.2.1 Diseño de malla de perforación y voladura según Aramayo

Según Aramayo (2025), el diseño de una malla de perforación y voladura en minería subterránea debe realizarse mediante una secuencia sistemática que permita relacionar las características geomecánicas del macizo rocoso con los parámetros de perforación, la carga explosiva y la evaluación económica del disparo. La finalidad de esta metodología es maximizar el avance por disparo, mejorar la fragmentación de la roca y minimizar los costos operativos del ciclo de minado.

3.2.2 Caracterización geomecánica del macizo rocoso

La primera etapa consiste en la caracterización geomecánica de la roca para determinar las condiciones que influyen en el comportamiento de la voladura. Entre los parámetros evaluados se encuentran:

- a) Resistencia a compresión simple.
- b) Índice de calidad de roca (RQD).
- c) Clasificación geomecánica RMR.
- d) Frecuencia de fracturamiento.
- e) Densidad de la roca.
- f) Presencia de agua.

La información obtenida permite definir el tipo de corte, la distribución de taladros y la cantidad de explosivo requerida.

3.2.3 Diseño geométrico de la malla

Una vez caracterizado el macizo rocoso se procede al diseño geométrico de la malla de perforación considerando parámetros como el burden, espaciamiento, longitud de perforación, diámetro de taladro y tipo de corte.



Según Ash (1963), la geometría de la malla debe diseñarse de manera que permita una adecuada liberación de energía y la generación progresiva de caras libres durante la secuencia de voladura. Del mismo modo, Holmberg (1982) sostiene que el diseño geométrico debe adaptarse a las condiciones geomecánicas del macizo rocoso para maximizar el avance y minimizar las sobrerrotura de las excavaciones subterráneas.

- a) Burden.
- b) Espaciamiento.
- c) Longitud de perforación.
- d) Diámetro de perforación.
- e) Número de taladros.
- f) Tipo de corte.

3.2.4 Burden

El burden representa la distancia entre el taladro cargado y la cara libre más próxima. Este parámetro controla la eficiencia de la rotura de roca, la distribución de la energía explosiva y el grado de fragmentación obtenido después de la detonación.

Según Langefors et al. (1978), el burden constituye uno de los parámetros fundamentales en el diseño de voladuras debido a que determina la cantidad de roca que puede ser fragmentada eficientemente por cada taladro. Un burden excesivo puede ocasionar roca remanente o fragmentación deficiente, mientras que valores reducidos generan sobretrituración y mayores costos de perforación.

Por su parte, Konya et al. (1990) indican que la selección adecuada del burden debe considerar el diámetro de perforación, el tipo de explosivo utilizado y las características geomecánicas del macizo rocoso, ya que estos factores influyen directamente en la distribución de la energía liberada durante la detonación.

$$B=K \times d \tag{1}$$

donde

- B es el Burden;
- K es la Constante o factor de proporcionalidad;
- d es el diámetro del taladro expresado en milímetros (mm).



3.2.5 Configuración geométrica de la carga explosiva en el taladro

La Figura 1 muestra la distribución típica de la carga explosiva dentro de un taladro de perforación utilizado en operaciones de voladura. El esquema está conformado por tres componentes principales: la carga de fondo (Cf), la carga de columna (Cc) y el taco (T).

La distribución de la carga explosiva dentro del taladro constituye uno de los factores más importantes para el aprovechamiento eficiente de la energía generada durante la detonación. Bhandari (1997) indica que la correcta relación entre carga de fondo, carga de columna y taco permite incrementar la eficiencia de fragmentación y mejorar el rendimiento de la voladura.

Asimismo, Sokolov et al. (2019) demostraron que la incorporación de espacios de aire o variaciones en la distribución de la carga explosiva puede optimizar la utilización de la energía detonante, reduciendo las pérdidas energéticas y mejorando la calidad de la fragmentación obtenida.

La carga de fondo (Cf) se ubica en la parte inferior del taladro y corresponde a la zona donde se concentra la mayor energía de detonación. En esta sección se coloca el booster y el detonador, elementos encargados de iniciar la reacción explosiva y garantizar una detonación eficiente del explosivo principal.

La carga de columna (Cc) ocupa la mayor parte de la longitud cargada del taladro. Está constituida por el explosivo distribuido a lo largo de la perforación y tiene la función de proporcionar la energía necesaria para la fragmentación y desplazamiento del macizo rocoso.

Por encima de la carga explosiva se encuentra el taco (T), material inerte utilizado para confinar los gases generados durante la detonación. El taco incrementa la eficiencia energética de la voladura al reducir la pérdida prematura de gases hacia la superficie.

La longitud total del taladro (L) está dada por la suma de las longitudes correspondientes al taco, la carga de columna y la carga de fondo, tal como se expresa en la ecuación.



$$L = T + C_c + C_f \quad (2)$$

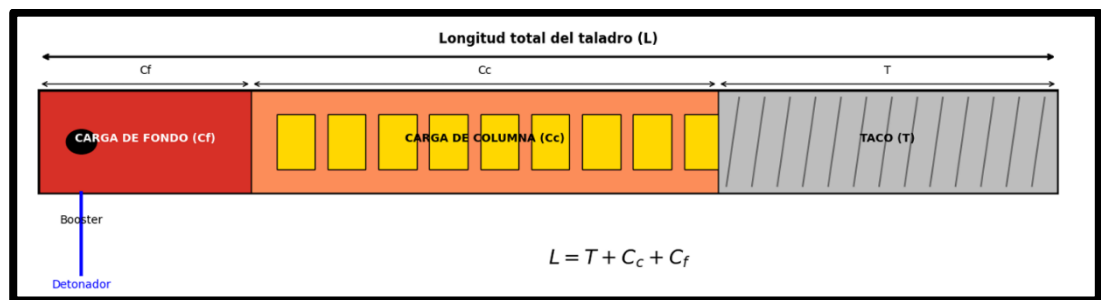
donde

L es la longitud total del taladro expresado en metros (m);

T es la longitud del taco expresado en metros (m);

C_c es la longitud de la carga de columna expresado en metros (m);

C_f es la longitud de la carga de fondo expresado en metros (m).



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 1 — Configuración de la distribución de carga explosiva en un taladro

3.2.6 Selección del sostenimiento mediante el índice GSI modificado

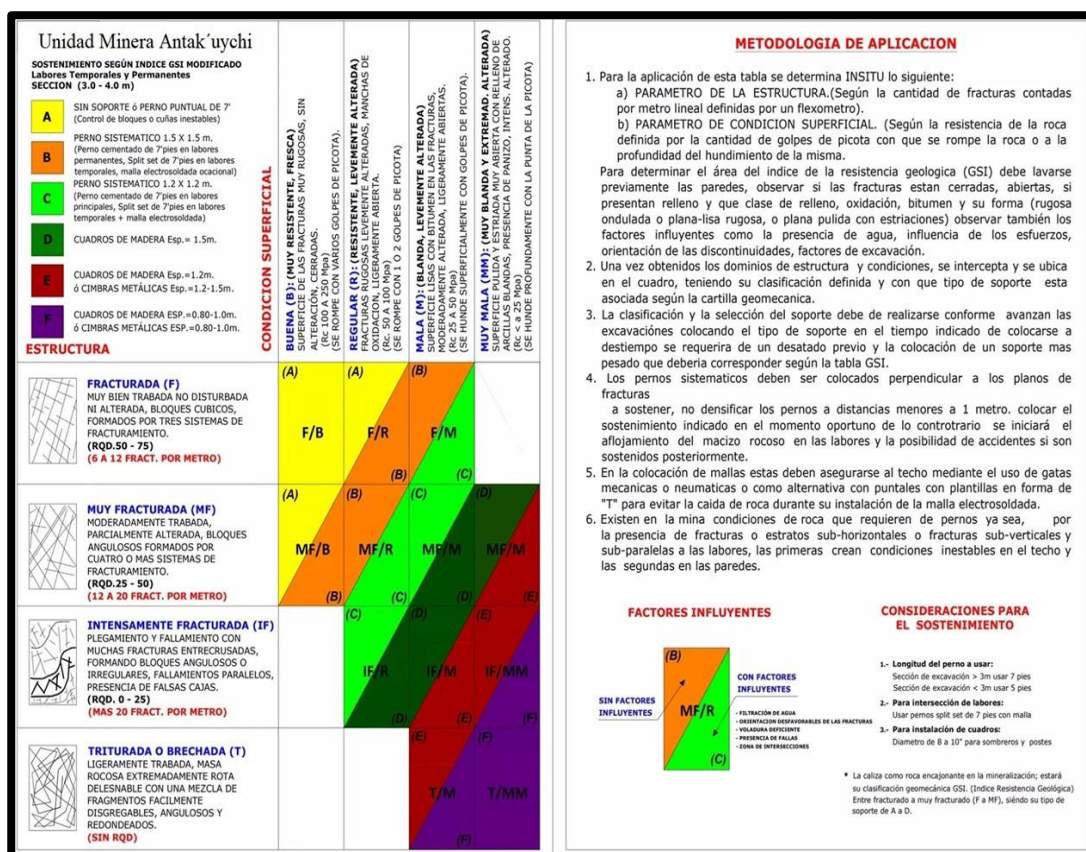
La Figura 2 presenta la cartilla geomecánica utilizada para la selección del sostenimiento en labores mineras subterráneas, basada en una modificación del índice Geological Strength Index (GSI). Este método relaciona las condiciones estructurales del macizo rocoso y el estado superficial de las discontinuidades para clasificar la calidad geomecánica de la roca y definir el tipo de sostenimiento requerido.

En el eje vertical se consideran los dominios estructurales del macizo rocoso, que incluyen categorías como fracturada, muy fracturada, intensamente fracturada y triturada o brechada. Por otro lado, el eje horizontal evalúa la condición superficial de las discontinuidades, considerando aspectos como rugosidad, alteración, resistencia de las paredes y grado de meteorización.

La intersección entre ambos parámetros permite identificar el tipo de sostenimiento recomendado, que puede variar desde labores sin sostenimiento o con pernos puntuales hasta sistemas más robustos conformados por pernos sistemáticos, malla electrosoldada, cuadros de madera o cimbras metálicas. Asimismo, la metodología de aplicación establece criterios de inspección geomecánica in situ y considera

factores influyentes como la presencia de agua, orientación desfavorable de fracturas, fallas geológicas y zonas de intersección estructural.

Esta clasificación constituye una herramienta práctica para la toma de decisiones durante el avance de excavaciones subterráneas, permitiendo mejorar la estabilidad del macizo rocoso y reducir los riesgos asociados a desprendimientos y colapsos.



FUENTE: Unidad Minera Antak'yuchi, 2024.

Figura 2 — Cartilla para la selección del sostenimiento con el índice GSI modificado

3.2.7 Espaciamiento

El espaciamiento corresponde a la distancia existente entre taladros consecutivos dentro de una misma fila de perforación. Su correcta determinación permite obtener una distribución uniforme de la energía explosiva y una fragmentación homogénea del macizo rocoso.

De acuerdo con Langefors et al. (1978), el espaciamiento debe establecerse en función del burden para garantizar una adecuada interacción entre las zonas de

influencia de cada carga explosiva. Asimismo, Rustan (1998) señalan que una relación inadecuada entre burden y espaciamiento puede generar zonas sin fragmentar o producir una sobreconcentración de energía que afecte la estabilidad de la excavación.

$$E=1,15B \quad (3)$$

donde

E es el Espaciamiento entre los taladros;

B es el Burden o distancia entre la primera fila de taladros y la cara libre.

3.2.8 Volumen de roca fragmentada

El volumen de roca removido por disparo se determina mediante:

$$V = A \times L \quad (4)$$

donde

V es el volumen roto expresado en metros cúbicos (m³);

A es el área de la sección de la labor expresado en metros cuadrados (m²);

L es el avance por disparo expresado en metros (m).

3.2.9 Factor de carga

El factor de carga representa la cantidad de explosivo necesaria para fragmentar una unidad de volumen de roca

$$\Gamma C = \frac{We}{V} \quad (5)$$

donde

ΓC es el factor de carga expresado en kilogramos por metro cubico (kg/m³);

We es el peso total del explosivo utilizado expresado en kilogramos (kg);

V es el volumen del material roto expresado en metros cúbicos (m³).

3.2.10 Factor de potencia

El factor de potencia constituye un indicador de la eficiencia energética del disparo.

$$\Gamma C = \frac{Q}{V} \quad (6)$$



donde

- P es el factor de potencia (kg/m³);
 Q es la cantidad de explosivo utilizado en kilogramos (kg);
 V es el volumen de roca fragmentada en metros cúbicos (m³).

3.2.11 Consumo específico de explosivos

Permite evaluar la cantidad de explosivo requerida para romper una tonelada de roca.

$$C E = \frac{Q}{T} \quad (7)$$

donde

- CE es el Consumo específico en kilogramos por tonelada (kg/tn);
 Q es la cantidad de explosivo empleado en kilogramos (kg);
 T son las toneladas rotas (tn).

3.2.12 Distribución de taladros

De acuerdo con Aramayo, la distribución de los taladros debe permitir una adecuada liberación de energía y generación de caras libres. La malla generalmente comprende:

- a) Taladros vacíos.
- b) Taladros de arranque.
- c) Taladros de ayuda.
- d) Taladros de producción.
- e) Taladros de contorno.
- f) Taladros de piso.

3.2.13 Diseño de corte

El corte constituye la zona inicial del disparo y tiene la función de generar la primera cara libre. Los tipos más empleados son:

- a) Corte quemado.
- b) Corte cilíndrico.
- c) Corte paralelo.



d) Corte en cuña.

3.2.14 Evaluación económica

Finalmente, la metodología propone evaluar el impacto económico del diseño mediante indicadores de costo.

$$CPM = \frac{CT}{ML} \quad (8)$$

donde

CPM es el costo por metro lineal desarrollado;

CT es el costo total del disparo;

ML son los metros lineales avanzados.

La optimización se alcanza cuando se obtiene el máximo avance por disparo, adecuada fragmentación, mínima sobrerotura y el menor costo por metro desarrollado (Aramayo, 2025).

3.2.15 Distribución de la carga explosiva.

La distribución de la carga explosiva dentro del taladro constituye uno de los aspectos más importantes en el diseño de perforación y voladura, ya que influye directamente en la fragmentación de la roca, el avance por disparo y el control de la sobrerotura. Según Langefors et al. (1978), la energía explosiva debe distribuirse adecuadamente dentro del taladro para lograr una transferencia eficiente de energía al macizo rocoso.

De acuerdo con la metodología aplicada por Aramayo (2025), la carga explosiva se divide generalmente en taco, carga de columna y carga de fondo.

3.2.16 Longitud total de taladro

La longitud total del taladro se expresa mediante:

$$L = T + C_c + C_f \quad (9)$$

donde

L es la longitud total del taladro expresado en metros (m);

T es la longitud del taco expresado en metros (m);



C_c es la longitud de la carga de columna expresado en metros(m);

C_f es la longitud de la carga de fondo expresado en metros (m).

3.2.17 Taco

El taco es el material inerte colocado en la parte superior del taladro con la finalidad de confinar los gases generados por la detonación. Según Konya et al. (1990), un taco adecuado incrementa significativamente el aprovechamiento de la energía explosiva.

$$T = 0,7B \quad (10)$$

donde

T es la longitud del taco expresado en metros (m);

B es el Burden expresado en metros (m).

3.2.18 Carga de fondo

La carga de fondo se localiza en la parte inferior del taladro y tiene la función de iniciar la rotura primaria de la roca. C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco Javier Ayala Carcedo (1995) señalan que esta zona requiere una mayor concentración energética debido al mayor confinamiento existente.

$$C_f = (0,3 - 0,4)L \quad (11)$$

donde

C_f es la longitud de la carga de fondo expresado en metros (m);

L es la longitud total del taladro expresado en metros (m).

3.2.19 Carga de columna

La carga de columna corresponde al explosivo distribuido entre la carga de fondo y el taco

$$C_c = L - C_f - T \quad (12)$$

donde

C_c es la longitud de carga de columna expresada en metros (m);

L es la longitud total del taladro expresada en metros (m);

C_f es la longitud de carga de fondo expresada en metros(m);



T es la longitud del taco expresada en metros (m).

3.2.20 Concentración lineal de carga

Según C. López Jimeno (2003), la concentración lineal representa la cantidad de explosivo por metro cargado.

$$q = \frac{We}{L_c} \quad (13)$$

donde

q es la concentración lineal en kilogramos por metro lineal (kg/m);

We es el peso del explosivo expresado en kilogramos (kg);

L_c es la longitud cargada expresada en metros (m).

3.2.21 Carga total por taladro

$$C_t = q * L_c \quad (14)$$

donde

C_t es la carga total por taladro expresada en kilogramos (kg);

q es la concentración lineal de carga en kilogramos por metro lineal (kg/m);

L_c es la longitud cargada expresada en metros (m).

3.2.22 Factor de carga

El factor de carga permite cuantificar la cantidad de explosivo requerida para fragmentar un determinado volumen de roca (Langefors et al., 1978). Según Konya et al. (1990), el factor de carga constituye un indicador fundamental para comparar diferentes diseños de voladura y determinar el nivel de aprovechamiento de la energía explosiva. Valores excesivos incrementan los costos operativos y pueden ocasionar sobretrituración, mientras que valores bajos pueden generar fragmentación insuficiente y reducir el avance efectivo

$$\Gamma C = \frac{We}{V} \quad (15)$$

donde

ΓC es el factor de carga en kilogramos por metro cubico (kg/m³);

We es el peso total del explosivo utilizado expresado en kilogramos (kg);



V es el volumen del material roto expresado en metro cúbicos (m³).

3.2.23 Distribución de taladros

La distribución de taladros tiene como finalidad asegurar una adecuada secuencia de rotura y la generación progresiva de superficies libres dentro del macizo rocoso.

De acuerdo con Holmberg (1982), la ubicación estratégica de los taladros permite controlar la dirección de propagación de las fracturas y optimizar el rendimiento de la voladura. Asimismo, Fisonga et al. (2014) señalan que la distribución geométrica de los taladros influye directamente en la eficiencia de fragmentación y en la correcta distribución de la energía explosiva dentro de la malla.

De acuerdo con Aramayo, la distribución de los taladros debe permitir una adecuada liberación de energía y generación de caras libres.

3.2.24 Diseño de corte

El corte constituye la zona inicial del disparo y tiene la función de generar la primera cara libre para facilitar la rotura del resto del macizo rocoso.

Según Ash (1963), el desempeño global de una voladura depende en gran medida de la eficiencia del corte inicial, debido a que este controla la generación del espacio necesario para la expansión de los gases de detonación. Por su parte, Holmberg (1982) indican que los cortes paralelos son ampliamente utilizados en minería subterránea por proporcionar mayores avances y una distribución más uniforme de las tensiones generadas durante la voladura.

3.2.25 Factor de potencia

$$\Gamma C = \frac{Q}{V} \quad (16)$$

donde

ΓP es el factor de potencia indicado en kilogramos por metro cúbico (kg/m³);

Q es la cantidad de explosivo utilizado indicado en kilogramos (kg);

V es el volumen de roca fragmentada indicado en metros cúbicos (m³).



Finalmente, Aramayo (2025) indica que la optimización de los parámetros de carga debe orientarse a maximizar el avance por disparo, reducir la sobrerrotura y minimizar los costos operativos asociados al ciclo de perforación y voladura.

3.2.26 Diseño de malla de perforación

3.2.26.1 Mecánica de rocas

Páez (2018) señala que la mecánica de rocas es una disciplina fundamental en la ingeniería de minas, la mecánica de rocas es una disciplina fundamental en la ingeniería de minas que estudia el comportamiento de las rocas y los macizos rocosos ante diferentes fuerzas y condiciones.

3.2.26.2 Macizo Rocoso

Duque (2018) define un macizo rocoso como un conjunto de rocas en su estado natural, define un macizo rocoso como un conjunto de rocas en su estado natural, caracterizado por su heterogeneidad y discontinuidad. Estas discontinuidades pueden ser fallas, juntas o planos de estratificación, que afectan la resistencia y el comportamiento del macizo ante esfuerzos. La naturaleza de la roca, ya sea dura o blanda, y la presencia de estas discontinuidades influyen en la forma en que el macizo falla, ya sea a través de su masa o a lo largo de las zonas de debilidad.

3.2.27 Clasificación geomecánica del macizo rocoso

De acuerdo con Universidad Industrial de Santander (2013), la clasificación geomecánica del macizo rocoso constituye una herramienta fundamental para la evaluación de su comportamiento mecánico la clasificación geomecánica del macizo rocoso constituye una herramienta fundamental para la evaluación de su comportamiento mecánico y para la toma de decisiones en el diseño de labores mineras subterráneas. Universidad Industrial de Santander (2013) señala que la clasificación geomecánica del macizo rocoso es esencial para el diseño minero, la clasificación de los macizos rocosos se basa en el análisis de uno o varios factores que permiten caracterizar su respuesta frente a esfuerzos inducidos por excavaciones subterráneas.



Entre los principales factores que intervienen en la clasificación del macizo rocoso se consideran los siguientes:

- Propiedades de la matriz rocosa, principalmente la resistencia a la compresión simple y la calidad intrínseca del material.
- Tipo, condición y frecuencia de las discontinuidades, que determinan el grado de fracturamiento, así como el tamaño, forma y estabilidad de los bloques del macizo rocoso.
- Grado de meteorización o alteración, el cual influye directamente en la pérdida de resistencia y durabilidad del macizo.
- Estado de tensiones in situ, asociado a la profundidad de la labor y a los esfuerzos naturales del terreno.
- Presencia de agua, factor que afecta la resistencia al corte de las discontinuidades y la estabilidad general del macizo.

Asimismo, una de las metodologías más utilizadas para la clasificación geomecánica del macizo rocoso es la clasificación de Bieniawski, conocida como Rock Mass Rating (RMR). Este sistema permite evaluar la calidad del macizo rocoso mediante la asignación de puntajes a seis parámetros principales: resistencia de la roca intacta, índice de calidad de la roca (RQD), espaciamiento de discontinuidades, condición de las discontinuidades, condiciones de agua subterránea y orientación de las discontinuidades respecto a la excavación.

De acuerdo con el valor del RMR obtenido, el macizo rocoso se clasifica en cinco categorías: muy bueno, bueno, regular, malo y muy malo, lo que proporciona una base técnica para la selección de métodos de excavación, diseño de mallas de perforación y voladura, y definición de los sistemas de sostenimiento más adecuados para la labor minera.



3.2.28 Perforación

La perforación es el primer paso crucial en la preparación de una voladura. Consiste en crear agujeros cilíndricos, llamados taladros, dentro de la roca.

Estos taladros son fundamentales, ya que albergarán los explosivos y los dispositivos que iniciarán la detonación (Arcos, 2008).

3.2.28.1 Principios de perforación

Chipana (2015), en su tesis titulada “Diseño de Perforación y Voladura para Reducción de Costos en el Frente de la Galería Progreso de la Contrata Minera Cavilquis - Corporación Minera Ananea S.A”, señala que la rotura de la roca en minería subterránea implica principalmente dos operaciones fundamentales: la perforación y la voladura. La perforación consiste en realizar orificios en la roca, ya sea mediante métodos mecanizados, hidráulicos o térmicos, con el objetivo de introducir explosivos u otros fines específicos, como la apertura de túneles, galerías o pozos, permitiendo así la extracción del mineral con el tamaño y forma requeridos.

Por otro lado, la voladura tiene como propósito aflojar y fragmentar grandes volúmenes de roca, generalmente utilizando energía química, hidráulica u otras fuentes. Antes de abordar el uso de explosivos y el diseño de voladuras en las operaciones mineras, es necesario comprender los principios de la perforación de rocas, ya que esta etapa determina los mecanismos que intervienen en el proceso.

3.2.28.2 Tipos de perforación

- **Perforación por percusión**

El componente fundamental de la perforadora es el pistón, el cual empujando hacia adelante golpea la culata de la barra, transmitiendo la energía cinética en forma de onda de choque hasta la broca. Parte de esta energía se transforma en trabajo útil y el resto se refleja, produciendo calor y desgaste. La eficiencia depende de factores como el tipo de roca, diseño del pistón, varillaje y broca (Chipana, 2015).

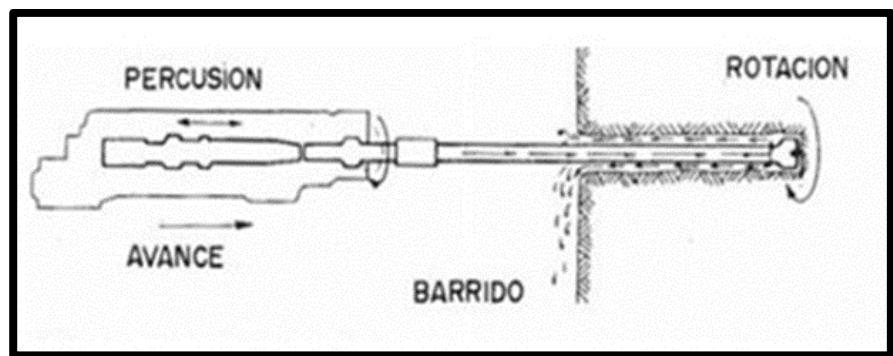


- **Perforación por rotación**

La perforación por rotación utiliza una broca sometida a empuje axial y torque, permitiendo cortar la roca mediante movimiento rotatorio. Según C. López Jimeno (1995), las acciones principales son empuje axial y torque.

- **Perforación por rotopercusión**

La perforación rotopercutiva combina la percusión y la rotación. Puede realizarse mediante martillo en cabeza, martillo en fondo.



FUENTE: López, (1995).

Figura 3 — Acciones básicas en la perforación rotopercusión

3.2.29 Diseño de voladura

Luego de realizar la perforación, se inicia el proceso de voladura de la roca, el cual constituye la etapa final del ciclo de perforación y voladura. Esta operación se basa en la detonación controlada de explosivos previamente cargados en los taladros, permitiendo la fragmentación del macizo rocoso. La voladura representa uno de los métodos más empleados y eficientes para la extracción de minerales en minería subterránea, debido a su capacidad de adaptación a diferentes condiciones geomecánicas y operativas (Holmberg y Persson, 2009).

El propósito principal de la voladura es la fragmentación de la roca, lo que requiere una gran cantidad de energía y, por tanto, el uso de explosivos (Ataei et al., 2012).

3.2.29.1 Factor de carga

$$\Gamma C = \frac{We}{V} \quad (17)$$

donde

ΓC es el factor de carga (kg/m³);

We es el peso total del explosivo utilizado en kilogramos (kg);

V es el volumen del material roto en metros cúbicos (m³).

3.2.29.2 Carga de fondo

$$C\Gamma = 1,3B \quad (18)$$

donde

$C\Gamma$ es la longitud de la carga de fondo (m);

B es el Burden o piedra, distancia del taladro a la cara libre (m);

1,3 es el factor empírico adimensional.

3.2.29.3 Carga de columna

$$CC = L - (C\Gamma + T) \quad (19)$$

donde

CC es la longitud de la carga de columna (m);

L es la longitud total del taladro (m);

$C\Gamma$ es la longitud de la carga de fondo (m);

T es la longitud del taco o retacado (m).

3.2.29.4 Volumen por taladro

$$V = B \times E \times L \quad (20)$$

donde

V es el volumen de roca influenciado por un taladro (m³);

B es el Burden o piedra expresada en metros (m);

E es el Espaciamiento entre taladros expresado en metros (m);

L es la longitud del taladro expresado en metros (m).

3.2.29.5 Volumen de explosivo

$$Ve = \emptyset Ce \quad (21)$$

donde



- V_e es el volumen de explosivo cargado en el taladro (m^3);
 $\emptyset$ es el área de la sección transversal del taladro (m^2);
 C_e es la longitud total de carga explosiva (m).

3.2.29.6 Tonelaje roto

$$TM = V \cdot \rho \quad (22)$$

donde

- TM es la masa de roca fragmentada en tontéalas (tn);
 V es el volumen de roca rota (m^3);
 ρ es la densidad de la roca (tn/ m^3).

3.2.29.7 Densidad de carga lineal

La densidad de carga lineal del explosivo se determina mediante:

$$DC = \frac{\pi}{4} \rho_e \emptyset^2 \quad (23)$$

donde

- DC es la densidad de carga lineal del explosivo (kg/m);
 ρ_e es la densidad del explosivo (kg/ m^3);
 $\emptyset$ es el diámetro del taladro (m).

La carga total de explosivo por taladro se determina mediante:

$$Q = \frac{\pi}{4} \rho_e \emptyset^2 (L - T) \quad (24)$$

donde

- Q es la carga total de explosivo por taladro en kilogramos (kg);
 ρ_e es la densidad del explosivo (kg/ m^3);
 $\emptyset$ es el diámetro del taladro indicado en metros (m);
 L Longitud del taladro expresado en metros (m);
 T Longitud del taco o retacado expresado en metros (m).

(C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco Ayala Carcedo, 2017; Holmberg y Persson, 2009)

3.2.30 Costos operativos de perforación y voladura

Los costos operativos de perforación y voladura corresponden a la suma de los gastos asociados a la mano de obra especializada, consumo de explosivos, utilización y mantenimiento de equipos, accesorios de voladura, así como los implementos de seguridad necesarios para garantizar una operación eficiente y segura durante el proceso extractivo (C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco Ayala Carcedo, 2017).

3.2.30.1 Costos variables

Corresponden a los costos asociados directamente a la producción, tales como perforación, voladura, carguío y acarreo, incluyendo insumos, combustibles, mantenimiento y depreciación de equipos (Matamoros et. al, 2021).

3.2.30.2 Costos fijos

Son aquellos costos independientes del nivel de producción, que no varían directamente con la cantidad de material extraído (Matamoros et al 2021).

3.2.31 Fragmentación de rocas

La fragmentación de rocas es el proceso mediante el cual el macizo rocoso es reducido a fragmentos de tamaño adecuado mediante la acción controlada de explosivos, con el objetivo de facilitar las operaciones posteriores de carguío, transporte y trituración. La calidad de la fragmentación depende de diversos factores, entre los que destacan las propiedades geomecánicas de la roca, el diseño de la perforación, el tipo y distribución del explosivo, así como las condiciones de confinamiento del taladro. Una fragmentación adecuada permite optimizar los costos operativos y mejorar la eficiencia global del proceso de perforación y voladura (C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco Ayala Carcedo, 2017; Persson et al., 1994).



3.3 Marco conceptual

El presente proyecto de investigación se enmarca dentro del campo de la ingeniería de minas y aborda los fundamentos teóricos relacionados con el diseño y ejecución de las operaciones de perforación y voladura, las cuales constituyen procesos esenciales para la fragmentación del macizo rocoso y la optimización de los costos operativos en actividades mineras.

a) Mallas de perforación

El diseño de la malla de perforación y voladura corresponde a la disposición geo-métrica de los taladros que se ejecutan en el macizo rocoso con el objetivo de lograr una fragmentación eficiente. Esta geometría se define principalmente por la relación entre el burden, el espaciamiento y la profundidad de los barrenos, parámetros que determinan la distribución de la energía explosiva y el comportamiento de la roca durante la detonación. Un diseño adecuado de la malla permite maximizar el aprovechamiento del explosivo, reducir la generación de bloques sobredimensionados y minimizar los costos asociados a retrabajos y consumo excesivo de energía (Konya et al., 1995).

b) Voladura

La voladura es una técnica utilizada en minería y obras civiles que consiste en la fragmentación controlada del macizo rocoso mediante la detonación de explosivos. Este proceso requiere un diseño técnico riguroso que considere las propiedades geomecánicas de la roca, el tipo de explosivo, el patrón de perforación y la secuencia de iniciación. Una voladura correctamente diseñada permite obtener una fragmentación adecuada, controlar los efectos adversos como vibraciones y proyecciones, y optimizar la eficiencia global del proceso productivo (Persson et al., 1994; Holmberg y Persson, 2009).

c) Perforación

La perforación constituye la primera etapa del ciclo de perforación y voladura y consiste en la ejecución de barrenos en el macizo rocoso mediante equipos especializados. La calidad de esta operación influye directamente en el éxito de la voladura, ya que condiciona la correcta ubicación y confinamiento de los explosivos. Variables como el diámetro, la profundidad, la orientación y el paralelismo de los taladros deben ser cuidadosamente controladas para garantizar una fragmentación eficiente y una operación segura (Hartman et al., 2002; W. Hustrulid et al., 2010).



d) Espaciamiento

El espaciamiento se define como la distancia horizontal entre taladros dentro de una misma fila de perforación. Este parámetro es fundamental para asegurar una distribución uniforme de la energía explosiva en el macizo rocoso. Un espaciamiento inadecuado puede generar zonas sin fragmentar o sobrefragmentación, incrementando los costos operativos y afectando la estabilidad del frente de excavación. Su valor óptimo depende del tipo de roca, el diámetro del taladro y las características del explosivo empleado (C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco Ayala Carcedo, 2017; Konya et al., 1995).

e) Burden

El burden es la distancia mínima entre un taladro y la cara libre del frente de voladura. Este parámetro controla la resistencia inicial que debe vencer el explosivo para fragmentar la roca. Un burden correctamente dimensionado permite un aprovechamiento eficiente de la energía explosiva, mientras que valores inadecuados pueden ocasionar fallas de voladura, generación de bloques sobredimensionados y aumento de los costos operativos (Persson et al., 1994; Holmberg y Persson, 2009).

f) Cara libre o taladro de alivio

La cara libre o taladro de alivio cumple la función de proporcionar una superficie hacia la cual pueda liberarse la energía generada durante la detonación. Su correcta ubicación dentro del diseño de la malla facilita la propagación de las ondas de choque y contribuye a una fragmentación más uniforme del macizo rocoso. La ausencia o mala disposición de caras libres incrementa la resistencia del material y reduce la eficiencia de la voladura (W. Hustrulid et al., 2010).

g) Paralelismo

El paralelismo en la perforación se refiere a la correcta alineación y orientación de los taladros dentro del frente de voladura. Mantener trayectorias paralelas y uniformes permite respetar el diseño de la malla, asegurar una correcta distribución de los explosivos y evitar zonas de sobrecarga o subcarga. La pérdida de paralelismo puede generar desviaciones, sobreexcavaciones y deficiencias en la fragmentación (Hartman et al., 2002).



h) Arranque

Los taladros de arranque o corte son los primeros en detonarse dentro de un patrón de voladura y tienen como finalidad generar una nueva cara libre. Esta zona de alivio permite que la energía de los taladros posteriores se disipe adecuadamente, mejorando la eficiencia de la fragmentación. El diseño del arranque es determinante para el avance del frente y el control del perfil de excavación (Konya et al., 1995).

i) Costos

Los costos asociados a las operaciones de perforación y voladura incluyen la mano de obra, el consumo de explosivos, el uso y mantenimiento de equipos, los accesorios de voladura y los elementos de seguridad. Un análisis adecuado de estos costos permite evaluar la eficiencia del proceso y adoptar estrategias orientadas a reducir gastos operativos sin comprometer la seguridad ni la productividad (Ciro, 2014).

j) Optimización

La optimización en las operaciones mineras tiene como objetivo mejorar la eficiencia técnica y económica del proceso productivo mediante el uso racional de los recursos disponibles. En perforación y voladura, la optimización se orienta a mejorar el diseño de mallas, reducir el consumo de explosivos, minimizar los impactos ambientales y aumentar la productividad, contribuyendo así a la sostenibilidad y competitividad de la operación minera (Guerra, 2015; W. Hustrulid et al., 2010).



CAPÍTULO IV METODOLOGÍA

4.1 Tipo y nivel de investigación

4.1.1 Tipos de métodos de investigación

De acuerdo con Hernández Sampieri (2014), el tipo de investigación del presente estudio titulado “Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en la labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak’uychi Vilcabamba, 2025” corresponde a una investigación de tipo aplicada, ya que se orienta a la generación de conocimientos prácticos y soluciones concretas destinadas a la mejora y optimización de los costos operativos asociados a los procesos de perforación y voladura en minería subterránea.

Este tipo de investigación busca aplicar principios teóricos y técnicos de la ingeniería de minas en una situación real de operación, con la finalidad de proponer un diseño de malla de perforación y voladura que permita incrementar la eficiencia del proceso productivo y reducir los costos operativos por metro lineal de avance.

Asimismo, el método de investigación empleado es de carácter analítico, debido a que se realiza el análisis detallado de los parámetros técnicos, operativos y económicos involucrados en la perforación y voladura, permitiendo evaluar su comportamiento y relación con los resultados obtenidos en la labor minera objeto de estudio.

4.1.2 Nivel de la investigación

El nivel de la presente investigación es explicativo, dado que no solo se limita a describir las características del proceso de perforación y voladura, sino que busca establecer relaciones de causa y efecto entre el diseño de la malla de perforación y la optimización de los costos operativos.

En este sentido, el estudio pretende explicar cómo variables técnicas tales como el espaciamiento, el burden, el factor de carga, el factor de potencia y el avance lineal



influyen directamente en el desempeño económico del proceso de voladura, permitiendo identificar los factores que generan mejoras significativas en la eficiencia operativa de la labor Virgen de Chapi.

4.2 Diseño de la investigación

Según lo señalado por Arias Galicia (2012), el presente estudio se desarrolló bajo un diseño de investigación no experimental, debido a que no se manipuló deliberadamente ninguna de las variables de estudio, sino que estas fueron observadas, medidas y analizadas en su contexto real de operación dentro de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba.

Asimismo, el diseño de la investigación es de tipo descriptivo-analítico, ya que permitió describir el comportamiento de los principales parámetros técnicos y operativos del proceso de perforación y voladura, así como analizar su incidencia en los costos operativos por metro lineal de avance.

Este diseño facilitó la comparación de los resultados obtenidos antes y después de la aplicación del diseño de la malla de perforación y voladura propuesta, permitiendo evaluar el impacto técnico y económico de la optimización planteada, sin alterar el desarrollo normal de las actividades mineras.

4.3 Descripción ética de la investigación

La presente investigación se desarrolló respetando los principios éticos fundamentales de la investigación científica. La información utilizada fue obtenida de manera responsable, a partir de registros operativos reales de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, contando con la autorización correspondiente para su uso con fines académicos.

Asimismo, los datos recopilados fueron tratados con confidencialidad, garantizando que la información técnica y económica no sea utilizada para fines distintos a los establecidos en la presente investigación. Los resultados obtenidos fueron analizados y presentados de manera objetiva, evitando la manipulación o alteración de los datos.

Finalmente, el estudio no generó impactos negativos en la seguridad de los trabajadores ni en el normal desarrollo de las operaciones mineras, ya que las pruebas realizadas se efectuaron bajo condiciones controladas y cumpliendo las normas de seguridad y



procedimientos establecidos por la unidad minera, contribuyendo así al desarrollo de una investigación ética, responsable y técnicamente sustentada.

4.4 Población y muestra

4.4.1 Población

La población de la presente investigación está conformada por el total de ciclos de perforación y voladura ejecutados en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba durante el periodo de estudio correspondiente al año 2025.

Considerando una frecuencia promedio de un ciclo de perforación y voladura por día y un total aproximado de 300 días efectivos de operación minera al año, la población total se estimó en $N = 300$ ciclos de perforación y voladura.

Esta población incluye todos los ciclos ejecutados en las diferentes labores subterráneas de la unidad minera, así como los costos operativos asociados al avance lineal, tales como consumo de explosivos, metros perforados, mano de obra, uso de equipos y herramientas, y otros insumos operativos.

4.4.2 Población

La muestra de la presente investigación es de tipo no probabilística e intencional, y está conformada por los ciclos de perforación y voladura ejecutados específicamente en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, Galería 1017 SW – Nivel 3827, durante el periodo de estudio.

En dicha labor se realizaron un total de 30 ciclos de perforación y voladura bajo condiciones operativas homogéneas, los cuales fueron seleccionados por cumplir criterios técnicos de continuidad operativa, estabilidad geomecánica y disponibilidad de información completa de costos y producción.

Desde un enfoque matemático, la muestra se define como un subconjunto de la población total, expresado como $n = 30$ ciclos de perforación y voladura.

4.5 Procedimiento

El procedimiento de la investigación se desarrolló siguiendo los pasos que se describen a continuación:



a) Revisión de literatura y recopilación de datos

Se realizó el análisis de la información existente relacionada con el diseño de mallas de perforación y voladura, así como la recopilación de datos operativos y de seguridad correspondientes a la labor Virgen de Chapi.

b) Diagnóstico inicial:

Se evaluaron los parámetros de perforación y voladura vigentes en la labor de estudio, con la finalidad de identificar oportunidades de mejora en el proceso y en los costos asociados al avance lineal. Los resultados obtenidos permitieron establecer la línea base técnica y económica utilizada para la comparación con el diseño optimizado.

Tabla 3 — Diagnóstico inicial de los parámetros de perforación y voladura

Parámetro evaluado	Valor inicial
Ancho de labor	2,10 m
Altura de labor	2,40 m
Tipo de roca	Buena
Longitud de barreno	1,83 m (6 pies)
Taladros cargados	31 und
Taladros de alivio	3 und
Total de taladros	34 und
Eficiencia de perforación	85 %
Eficiencia de voladura	90 %
Explosivo empleado	Emulsión 5000
Peso específico del desmonte	2,80 t/m ³
Avance efectivo por disparo	0,99 m
Condición identificada	Exceso de taladros y bajo aprovechamiento del avance
FUENTE: Elaboración propia.	

A partir de los resultados del diagnóstico inicial se identificó que el diseño de perforación presentaba una elevada cantidad de taladros para la sección de trabajo analizada, así como un avance efectivo relativamente bajo por disparo. Estas condiciones generaban mayores requerimientos de perforación, consumo de explosivos y costos operativos, por lo que se planteó la optimización de la malla de perforación y voladura considerando criterios geomecánicos, geométricos y económicos.

Asimismo, se realizó una evaluación económica preliminar de las actividades de perforación y voladura, con el propósito de identificar los principales componentes del costo operativo por metro lineal de avance. El análisis permitió determinar la incidencia de la mano de obra, materiales, equipos y costos indirectos en el costo total de excavación, estableciendo una línea base económica para la comparación con la propuesta optimizada.

Tabla 4 — Diagnóstico económico inicial de la perforación y voladura

Concepto	Costo inicial (S./m)
Mano de obra	230,05
Mangueras y accesorios	30,96
Implementos de seguridad	22,56
Herramientas y materiales	9,70
Equipo de perforación	19,29
Sub-total costos directos	938,41
Costos indirectos y administrativos (10 %)	93,85
Costo total por metro lineal	1 032,26
FUENTE: Elaboración propia	

La Tabla 5 presenta la comparación entre el diseño inicial y el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura. Los resultados muestran una reducción del costo total de excavación de S/. 1 032,26 a S/. 384,15 por metro lineal, equivalente a una disminución del 62,79 %. Asimismo, el avance efectivo se incrementó de 1,04 m a 1,51 m por disparo, representando una mejora del 45,19 %.

De igual manera, el número total de taladros se redujo de 34 a 27 unidades, optimizando el consumo de materiales y el tiempo de perforación. Estos resultados evidencian que la optimización de la malla permitió mejorar simultáneamente la productividad y la eficiencia económica de la labor minera.

Tabla 5 — Comparación entre el diseño inicial y el diseño optimizado

Concepto	Diseño inicial	Diseño optimizado
Costo total (S./m)	1 032,26	384,15
Avance efectivo (m/disparo)	1,04	1,51
Nº de taladros cargados	31	24
Nº de taladros de alivio	3	3
Nº total de taladros	34	27
Longitud de perforación (m)	1,22	1,83
Eficiencia de perforación (%)	91,80	90,16
Eficiencia de voladura (%)	92,85	91,52
Ciclos requeridos para 10 m de avance	10	7
Reducción del costo total (%)	62,79 %	
Incremento del avance efectivo (%)	45,19 %	
FUENTE: Elaboración propia.		

c) Diseño de mallas de perforación y voladura:

Se desarrollaron propuestas de mallas de perforación y voladura optimizadas, empleando criterios técnicos, modelos teóricos y consideraciones geológicas y operativas propias de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba.

d) Pruebas en campo

Se implementaron y ejecutaron las mallas diseñadas en sectores controlados en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, con el propósito de evaluar su desempeño operativo y económico.

e) Recolección y análisis de datos

Se midieron y registraron variables clave, tales como la fragmentación del macizo rocoso, el consumo de explosivos, los costos operativos por metro lineal y las condiciones de seguridad durante la ejecución de los disparos.

f) Comparación y selección del diseño óptimo

Los resultados obtenidos fueron analizados mediante herramientas estadísticas, permitiendo comparar los diseños evaluados y seleccionar la malla de perforación y voladura que presentó el mejor desempeño en términos de optimización de costos y eficiencia operativa.

g) Conclusiones y recomendaciones

Finalmente, se elaboraron las conclusiones de la investigación y se formularon recomendaciones técnicas orientadas a la aplicación del diseño de malla seleccionado en labores subterráneas de características similares.

4.6 Técnica e instrumentos

El material de investigación utilizado en el desarrollo del presente estudio incluyó los siguientes elementos:

a) Datos operativos

Se empleó información correspondiente al consumo de explosivos, tiempos de ciclo, costos operativos por metro lineal y registros de seguridad obtenidos en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba.

b) Herramientas de perforación y voladura

Se utilizaron equipos, herramientas y maquinaria propios de las operaciones de perforación y voladura, los cuales permitieron la ejecución de los diseños de malla propuestos en la labor de estudio.

c) Software de diseño y georreferenciación

Se utilizó el software AutoCAD para el diseño geométrico de las mallas de perforación y voladura, permitiendo definir con precisión la ubicación, espaciamiento, burden, profundidad y orientación de los taladros. Asimismo, se empleó el software ArcGIS para la elaboración de los planos de ubicación y georreferenciación de la labor minera, facilitando la correcta representación espacial del área de estudio dentro de la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba.

d) Instrumentos de medición

Se emplearon instrumentos y dispositivos de medición para evaluar la fragmentación del macizo rocoso, las vibraciones generadas y otros parámetros relevantes durante las pruebas de campo.

e) Literatura técnica

Se revisaron estudios previos, manuales técnicos y guías especializadas relacionadas con perforación y voladura, así como documentos orientados a la optimización de costos operativos y la mejora de la seguridad en operaciones mineras subterráneas.

4.7 Análisis estadístico

4.7.1 Procedimientos estadísticos

Dado que los datos analizados corresponden a una población finita, conocida y manejable, el tratamiento estadístico de la información se realizó mediante un enfoque de estadística descriptiva, el cual permitió resumir, describir y comparar el comportamiento de las variables técnicas y económicas asociadas al diseño de la malla de perforación y voladura, sin recurrir a inferencias probabilísticas.

El procedimiento estadístico desarrollado en la investigación comprendió las siguientes etapas:

- Registro sistemático de los datos operativos correspondientes a cada ciclo de perforación y voladura ejecutado en la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, asegurando la consistencia y confiabilidad de la información recopilada en campo.
- Procesamiento estadístico y representación gráfica de los datos mediante el lenguaje de programación Python (versión 3.13), empleando bibliotecas especializadas para análisis científico y estadístico. Esta herramienta permitió automatizar los cálculos descriptivos, realizar comparaciones entre escenarios, generar tablas de resultados y elaborar gráficos para la interpretación técnica de las variables analizadas, garantizando precisión, reproducibilidad y trazabilidad en el tratamiento de la información.
- Organización y depuración de la base de datos, verificando la coherencia de los registros y descartando valores atípicos o inconsistentes que pudieran afectar el análisis.

- Clasificación de la información en dos escenarios operativos claramente diferenciados: antes y después de la aplicación del diseño optimizado de la malla de perforación y voladura.
- Análisis descriptivo de las variables técnicas y económicas consideradas, incluyendo el factor de carga, el factor de potencia, el factor de voladura, el avance lineal por disparo y el costo de avance lineal.
- Cálculo y análisis comparativo de los valores representativos de cada variable para ambos escenarios, con el fin de identificar cambios y tendencias asociadas a la aplicación del diseño optimizado.
- Evaluación de las variaciones absolutas y relativas entre los escenarios convencional y optimizado, con el propósito de cuantificar el impacto del rediseño de la malla sobre la productividad y los costos operativos.
- Interpretación técnica y económica de los resultados obtenidos, relacionando los cambios observados con la eficiencia del proceso de perforación y voladura y con el cumplimiento de los objetivos e hipótesis planteados en la investigación.

El procesamiento, análisis y visualización de los datos se realizaron utilizando el lenguaje de programación Python versión 3.13 Python Software Foundation (2025), debido a su capacidad para desarrollar procedimientos reproducibles de análisis científico y estadístico. Para ello, se emplearon bibliotecas especializadas orientadas al manejo de datos, cálculo numérico y generación de gráficos, permitiendo una evaluación objetiva de las variables técnicas y económicas consideradas en la investigación.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1 Resultados técnicos

5.1.1 Mapeo geomecánico para el diseño de malla

La zona de la Labor Virgen de Chapi está compuesta predominantemente por afloramientos de rocas intrusivas granodioríticas, las cuales han experimentado un metamorfismo de bajo grado, así como por dioritas de grano medio que intruyen secuencias sedimentarias constituidas por areniscas grises y calizas. Esta configuración geológica ha favorecido el desarrollo de pequeñas ocurrencias de mineralización tipo skarn, en las que se observa una abundante presencia de granate y magnetita, asociados a calcopirita y ocurrencias esporádicas de bornita. Estos cuerpos de skarn se originaron por el contacto de fluidos mineralizantes con las rocas carbonatadas, evidenciando un proceso de metasomatismo en el cual las soluciones hidrotermales alteraron las rocas anfitrionas, promoviendo la formación de minerales de interés económico. La presencia de estos minerales, junto con el tipo de intrusiones ígneas identificadas, sugiere que el macizo rocoso de la zona presenta una elevada competencia geotécnica, lo que se traduce en una buena resistencia estructural y estabilidad inherente, condiciones favorables para el desarrollo de labores mineras subterráneas. No obstante, el mapeo geomecánico de la zona debe considerar detalladamente el grado de fracturamiento y la presencia de discontinuidades naturales del macizo rocoso. La clasificación del macizo como estructuralmente intermedio indica que, si bien la roca es mayoritariamente competente y estable, existen planos de debilidad que podrían influir en la estabilidad local de las excavaciones. En consecuencia, es indispensable evaluar la orientación, espaciamiento, persistencia y apertura de las discontinuidades, así como la calidad de las juntas, a fin de diseñar un sistema de sostenimiento adecuado en las zonas críticas y garantizar la seguridad y estabilidad de las labores mineras en la Labor Virgen de Chapi.



5.1.1.1 Recomendación geomecánica

De acuerdo con los datos obtenidos en la Labor Virgen de Chapi y la tabla geomecánica empleada se determina que la condición del macizo rocoso se clasifica como una roca de estructura frac-turada, con un índice de RQD (Rock Quality Designation) en el rango de 50 a 75. Este valor de RQD indica una calidad rocosa de moderada a buena, lo que sugiere que el macizo presenta un número significativo de fracturas, aunque aún mantiene una integridad suficiente para soportar las actividades de minería subterránea. La condición superficial de la roca ha sido evaluada como buena, lo que significa que las superficies de las discontinuidades están en buen estado, sin presencia excesiva de alteración o debilidad adicional. Este tipo de condición permite que la roca sea relativamente resistente y se rompa solamente con varios golpes de picota, lo que facilita las operaciones de excavación controlada sin riesgo de desprendimientos mayores. Sin embargo, el estado fracturado del macizo sugiere que es fundamental monitorear y controlar el sistema de soporte en áreas de explotación y tránsito. En términos de recomendaciones geomecánicas, se sugiere realizar sostenimiento eventual con cuadros de madera en zonas donde se identifique alteraciones a causa de excesiva humedad o encuentro de una fractura o falla considerable. Esto permitirá estabilizar el macizo rocoso y evitar posibles desprendimientos en áreas de mayor vulnerabilidad. Además, se recomienda realizar una evaluación periódica de la estabilidad de la roca. Aunque la Labor Virgen de Chapi cuenta con una roca de buena condición superficial y una estructura fracturada moderada, la implementación de medidas de soporte adecuadas y el monitoreo constante de la estabilidad de la roca serán claves para asegurar la seguridad y eficiencia en las labores mineras.

5.1.2 Mapeo geomecánico para el diseño de malla

5.1.2.1 Diseño anterior de malla de perforación en la Labor Vir-gen de Chapi

El diseño de una malla de perforación en la industria minera constituye un proceso fundamental que requiere una planificación rigurosa y la consideración integrada de múltiples parámetros geotécnicos, geométricos y operativos. En este contexto, los parámetros iniciales deben ser evaluados cuidadosamente antes de cualquier proceso de optimización, ya que permiten controlar la sobrerrotura durante las operaciones de perforación y



voladura. La adecuada caracterización de estos factores es esencial para garantizar la seguridad operacional, maximizar la eficiencia del proceso y minimizar los costos de explotación.

Con un ancho de labor de 2,1 m y una altura de 2,4 m, se define una sección típica correspondiente a una labor de servicios en minería subterránea de pequeña escala, lo que exige una distribución precisa de los taladros de perforación y de las cargas explosivas. Asimismo, el tipo de roca clasificado como buena influye directa-mente en la selección de los parámetros de perforación y voladura, tales como el espaciamiento, el burden y la carga específica, debido a su mayor competencia y resistencia estructural.

La longitud de la barra de perforación de 1,83 m, conjuntamente con una eficiencia de perforación del 85 %, determina la profundidad efectiva alcanzada por cada taladro y, en consecuencia, el volumen de roca fragmentado por disparo. Estos factores condicionan directamente la geometría de la malla y la distribución energética de la voladura.

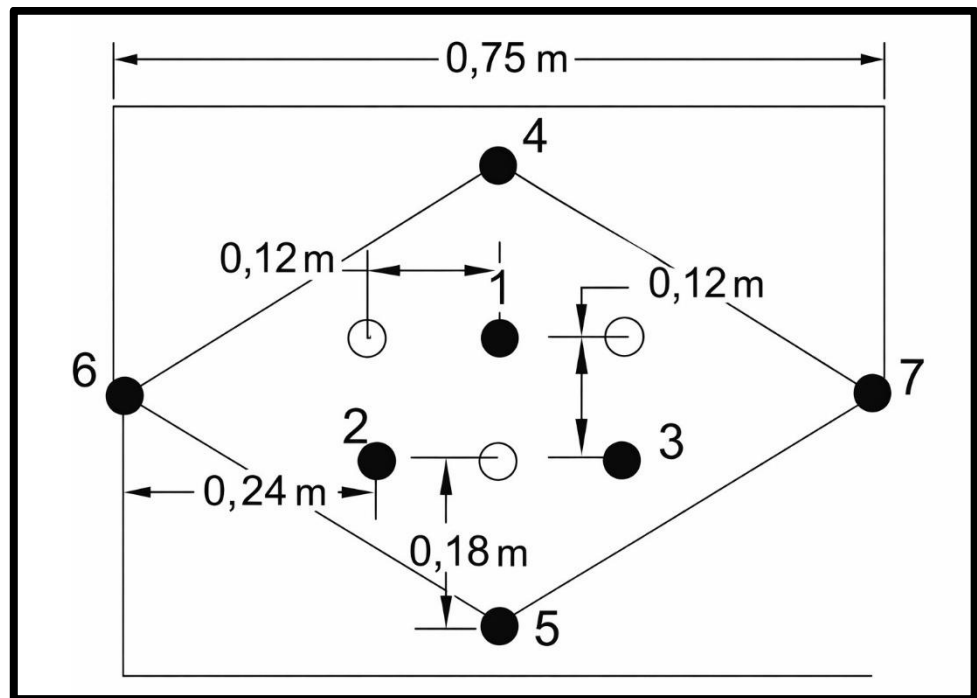
La selección de emulsión 5000 como explosivo y un peso específico del desmonte de 2,8 t/m³ constituyen parámetros clave para el cálculo de la carga explosiva por taladro y para la estimación del grado de fragmentación esperado. Dichos valores permiten establecer la energía disponible para la rotura de la roca y su adecuada proyección hacia la cara libre.

Por otro lado, el número de taladros cargados (31) y de taladros de alivio (3) define la configuración básica de la malla de perforación, influyendo directamente en la distribución de esfuerzos y en el mecanismo de rotura del macizo rocoso. Una disposición adecuada de estos taladros es determinante para controlar la sobrerrotura y lograr una excavación con perfiles estables y bien definidos.

En síntesis, el diseño de la malla de perforación bajo estas condiciones iniciales constituye un proceso complejo que requiere la integración de los parámetros geométricos, geomecánicos y explosivos, con el fin de optimizar



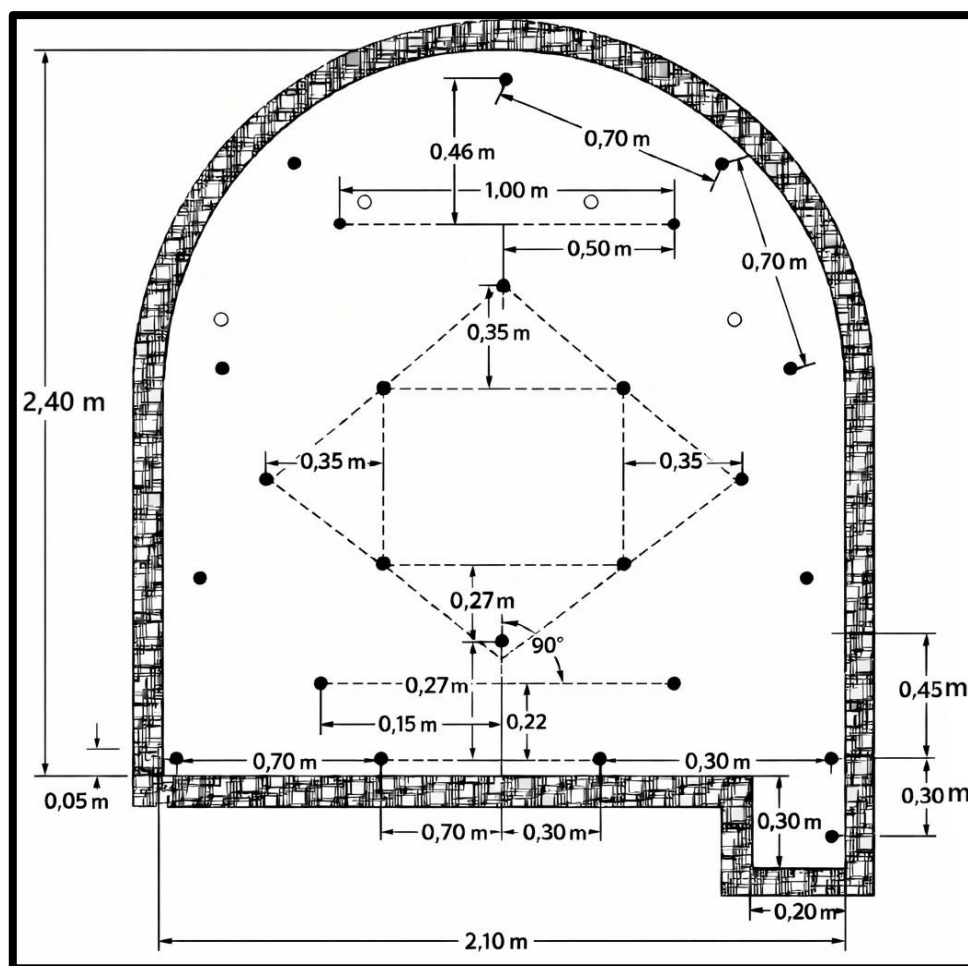
la eficiencia de la voladura, reducir la sobrerrotura y garantizar una operación minera segura y económicamente viable.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 4 — Diseño anterior del arranque

La Figura 5 presenta la geometría del frente de excavación y la distribución de taladros correspondiente al diseño inicial de voladura. El patrón contempla un corte central tipo arranque, acompañado por taladros auxiliares, de producción, contorno y piso, cuyas ubicaciones y espaciamientos fueron definidos de acuerdo con criterios convencionales de diseño. Las dimensiones de la labor y las distancias entre perforaciones constituyen los parámetros base utilizados para evaluar posteriormente el desempeño de la voladura y plantear alternativas de optimización orientadas a mejorar el avance, la fragmentación y la estabilidad del contorno excavado.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 5 — Diseño anterior a la optimización

Tabla 6 — Datos geotécnicos y operativos de la labor, Perforación–Voladura

Parámetro	Valor
Ancho de la labor	2,1 m
Altura de la labor	2,4 m
Tipo de roca	Buena
Barra de perforación	1,83 m
Eficiencia de perforación	85 %
Eficiencia de voladura	90 %
Explosivo	Emulsión 5000
Peso específico del desmonte	2,8 t/m ³
Taladros cargados	31 und
Taladros de alivio	3 und

FUENTE: Elaboración propia.

5.1.2.2 Características del nuevo diseño de la Labor Virgen de Chapi

A. Naturaleza de la Labor Virgen de Chapi

Tras una evaluación geotécnica exhaustiva, se ha determinado que la zona donde se llevan a cabo los trabajos en la Labor Virgen de Chapi presenta un macizo rocoso de buena calidad, caracterizado por una alta resistencia y un estado de fracturamiento leve. Esta condición permite que la roca soporte las labores mineras con mínima intervención, requiriendo solo sostenimiento ocasional en sectores específicos cuando las condiciones lo demanden.

B. Diseño de sección

El diseño de la sección de la labor es un aspecto fundamental en la planificación y ejecución de trabajos mineros subterráneos, ya que influye directamente en la estabilidad, seguridad y funcionalidad de las labores. En este caso, se ha adoptado una sección de 2,1 m de ancho y 2,4 m de alto para la Labor Virgen de Chapi. Estas dimensiones se seleccionaron con base en la evaluación geotécnica de la zona y considerando las necesidades operativas del proyecto. La elección de esta sección responde a la necesidad de equilibrar el espacio suficiente para el paso seguro de personal y maquinaria, al mismo tiempo que se minimizan los volúmenes de excavación para reducir costos y esfuerzos en sostenimiento. La sección de 2,1 m x 2,4 m permite una circulación eficiente y facilita la instalación de posibles sistemas de ventilación, iluminación y soporte cuando sean necesarios. Asimismo, estas dimensiones se adaptan a las características del macizo ro-coso, que ha sido clasificado como roca buena y de resistencia adecuada, lo que disminuye la necesidad de sostenimiento constante. Este diseño también permite una flexibilidad operativa al adaptarse a los posibles requerimientos de ampliación en función de las condiciones geomecánicas y operativas, manteniendo la estabilidad de la labor sin comprometer la seguridad de los trabajadores.

La Tabla 7 presenta las características geométricas de la sección transversal de la labor minera analizada. Se observa que la sección tiene un ancho de 2,1 m y una altura de 2,4 m, dimensiones que corresponden

a una labor subterránea de desarrollo típica, diseñada para garantizar condiciones adecuadas de estabilidad, ventilación y seguridad operativa. Estas dimensiones influyen directamente en el diseño de la malla de perforación y voladura, así como en la determinación del número de taladros, el espacia-miento, el burden y el consumo de explosivos, siendo factores clave para la optimización del avance lineal y de los costos operativos.

Tabla 7 — Características geométricas de la sección de la labor

Ancho (m)	Alto (m)
2,1	2,4
FUENTE: Elaboración propia.	

C. Perforación – voladura

En la Labor Virgen de Chapi, los trabajos de perforación se realizarán utilizando una perforadora modelo Jack Leg, adecuada para labores subterráneas debido a su maniobrabilidad y eficacia en roca de dureza media a alta. Este equipo permitirá ejecutar perforaciones con precisión, facilitando el avance controlado y seguro de la labor. Para esta tarea, se emplearán emulsiones explosivas de 5000 y 1000, seleccionadas por su potencia y capacidad de fragmentación, que se adaptan a las condiciones geotécnicas de la roca. Las emulsiones serán utilizadas para cargar un total de 25 taladros, distribuidos estratégicamente en el diseño de la malla de perforación para asegurar una fragmentación uniforme y efectiva. Además, se han dispuesto 3 taladros de alivio, que ayudarán a reducir las tensiones en la roca durante la voladura, facilitando el desplazamiento de los materiales fragmentados y contribuyendo a minimizar el impacto sobre el macizo rocoso circundante. Este esquema de perforación y carga busca optimizar el rendimiento del explosivo, reducir la sobre excavación y asegurar que la energía de la voladura se concentre en los puntos deseados, con el fin de maximizar la eficiencia de cada ciclo de avance. La combinación de emulsiones de distinta potencia y la distribución de los taladros de alivio permiten obtener una fragmentación adecuada, manteniendo la estabilidad de la sección excavada y garantizando la seguridad en las operaciones.

La Tabla 8 resume los principales datos geotécnicos y operativos de la labor minera, incluyendo sus dimensiones geométricas, el tipo de roca, los parámetros de perforación y voladura, así como las eficiencias operativas y características de los explosivos empleados, los cuales constituyen la base para el diseño y evaluación de la malla de perforación y voladura.

Tabla 8 — Datos geotécnicos y operativos de la labor

Parámetro	Valor
Ancho de la labor	2,1 m
Altura de la labor	2,4 m
Tipo de roca	Regular
Longitud de perforación	6 pies
Eficiencia de perforación	90 %
Eficiencia de voladura	90 %
Explosivo principal	Emulsión 5000
Explosivo en corona y hastiales	Emulsión 1000
Peso específico del desmonte	2,8 t/m ³
Taladros cargados	25 und
Taladros de alivio	3 und
FUENTE: Elaboración propia.	

$$N_t = \frac{A_s}{B \times E} \quad (25)$$

donde

N_t es el número de taladros (und);

A_s es el área de la sección de la labor en metros cuadrados (m²);

B es el burden o carga por taladro en metros (m);

E Espaciamiento entre taladros en metros (m).

La Tabla 9 muestra el espaciamiento de taladros recomendado en función de la dureza de la roca. Se observa que, a mayor dureza del macizo rocoso, se requiere un menor espaciamiento entre taladros, mientras que en rocas más friables el espaciamiento aumenta, permitiendo un uso más eficiente del explosivo y un mejor control de la fragmentación.

Tabla 9 — Espaciamiento de taladros según dureza de la roca

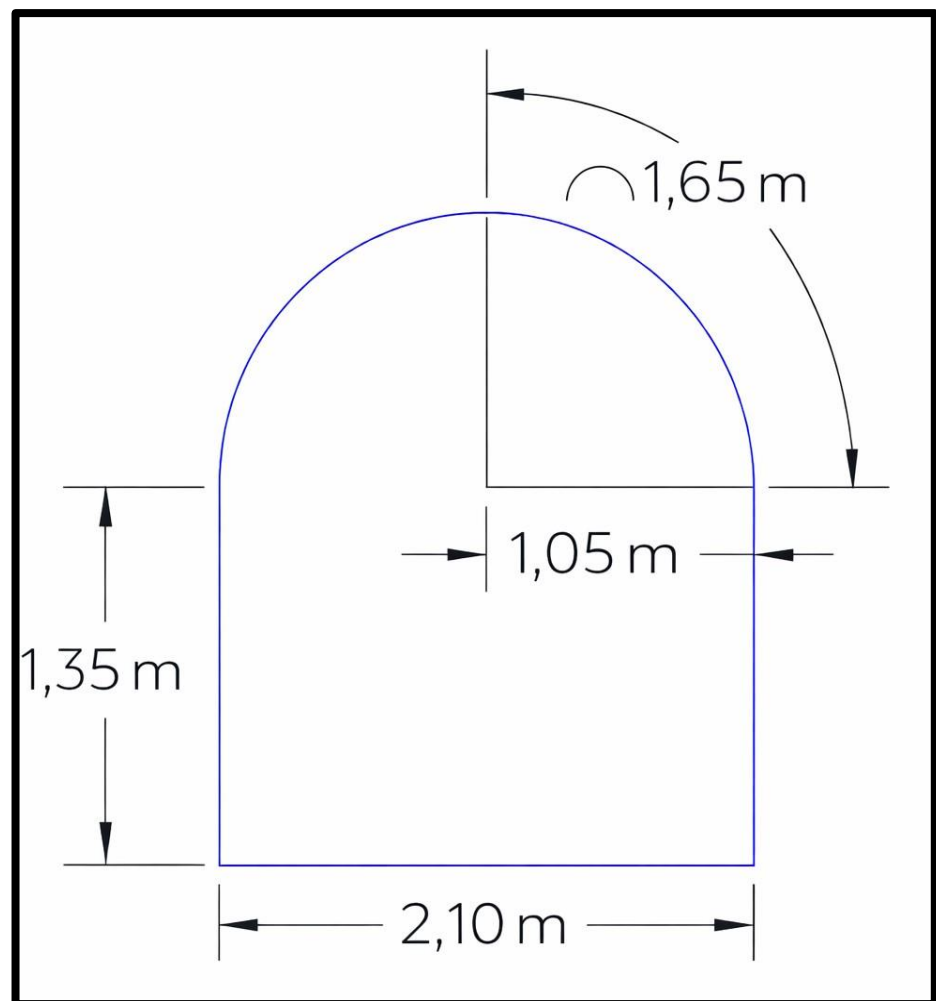
Dureza de la roca	Dt (m)
Tenaz	0,50 – 0,55
Intermedia	0,60 – 0,65
Friable	0,70 – 0,75
FUENTE: Calvin J. Konya (1995)	

La Tabla 10 presenta el coeficiente o factor de roca (c) asignado según la dureza del macizo rocoso. Se observa que las rocas tenaces presentan el mayor valor del coeficiente ($c = 2,0$), lo que indica una mayor resistencia a la fragmentación y, por tanto, una mayor demanda de energía explosiva. En rocas de dureza intermedia el coeficiente disminuye a $c = 1,5$, mientras que en rocas friables se adopta un valor de $c = 1,0$, reflejando una menor resistencia del macizo y un menor requerimiento energético durante el proceso de perforación y voladura.

Tabla 10 — Coeficiente o factor de roca

Dureza de la roca	c
Tenaz	2,0
Intermedia	1,5
Friable	1,0
FUENTE: Calvin J. Konya (1995)	

La Figura 6 muestra el diseño de las áreas y el perímetro correspondientes al nuevo diseño, estableciendo los límites geométricos considerados para la optimización de la malla de perforación y voladura



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 6 — Diseño de áreas y perímetro para el nuevo diseño.

a) Cálculo de la longitud de arco

Ecuación de Longitud de arco

$$L = \frac{2\pi r\theta}{360^\circ} \quad (26)$$

donde

L es la longitud de arco, se expresa en metros (m);

π es la constante matemática con valor aproximado es 3.1416;

r es el radio de la circunferencia, se expresa en metros (m);

θ es el ángulo central, se expresa en grados ($^\circ$).

Sustituyendo:

$$L = \frac{2\pi(1,05)(90)}{360^\circ}$$

$$L = 1,65m$$

b) Cálculo del perímetro de la sección

$$P = 2,1 + 1,65 + 1,65 + 1,35 + 1,35$$

$$P = 8,1 \text{ m}$$

c) Cálculo del área del sector circular

Según Euclides (2007), el área de una sección circular se calcula mediante:

$$S = \frac{\pi \tau^2 \theta}{360^\circ} \quad (27)$$

donde

S es el área del sector circular, en metros cuadrados (m^2);

π es la constante matemática con valor aproximado es 3.1416;

τ es el radio de la circunferencia, se expresa en metros (m);

θ es el ángulo central, se expresa en grados ($^\circ$).

Sustituyendo:

$$S = \frac{\pi(1,05)^2(90)}{360^\circ}$$

$$S = 0,87 \text{ m}^2$$

El área total de la sección es:

$$S = 2,1 \times 1,35 + 0,87 \times 2$$

$$S = 4,58 \text{ m}^2$$

d) Cálculo del número de taladros

Ecuación para el cálculo del número de taladros

$$N = \frac{P}{D_t} + (c \times S) \quad (28)$$

donde

N es el número total de taladros requeridos;

P es el perímetro o longitud del frente de trabajo (m);

Dt es la distancia o espaciamiento entre taladros (m);

c es el coeficiente de ajuste del terreno;

S es la separación adicional factor de seguridad.

$$P = 4\sqrt{S} \quad (29)$$

donde

P es el perímetro de la sección expresado en metros (m);

S es el área de la sección de la labor (m^2).

En el diseño de la malla de perforación para voladura en roca, el espaciamiento entre taladros (Dt) depende de la calidad del macizo rocoso, la resistencia de la roca y el diámetro de perforación.

Considerando que el macizo rocoso es de buena calidad (roca competente, baja fracturación y alta resistencia), se adopta un espaciamiento típico de:

$$Dt = 0,55 \text{ m}$$

Este valor se encuentra dentro de los rangos recomendados para voladuras en roca dura, donde el espaciamiento suele variar entre 0.5 m y 0.8 m para taladros de pequeño diámetro y labores subterráneas, permitiendo una adecuada fragmentación y control del macizo rocoso.

De acuerdo con López Jimeno (1995), en macizos rocosos de buena calidad el diseño de la malla debe ser más cerrado para asegurar una correcta transmisión de la energía explosiva y evitar bloques sobredimensionados, lo que justifica la adopción del valor de $Dt = 0,55$ m en el presente diseño.

$$N = \frac{8,1}{0,55} + (2 \times 4,58)$$

$$N = 23,89 \equiv 24$$

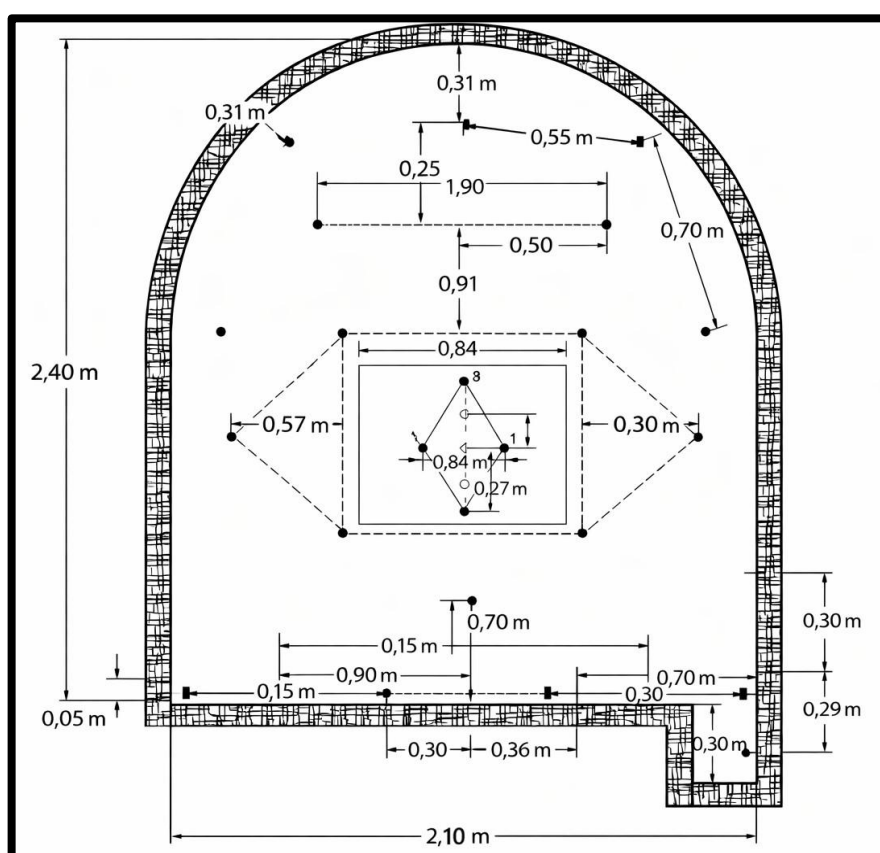
$$N = 24 \text{ taladros cargados}$$



Al número de taladros cargados se le adicionan los taladros de alivio (3 unidades):

$$N_{\text{total}} = 24 + 3 = 27 \text{ taladros}$$

La Figura 7 presenta el nuevo diseño optimizado de la labor, en el cual se integran los parámetros geométricos y operativos definidos para mejorar la eficiencia del proceso de perforación y voladura, así como el avance lineal y el control del perímetro excavado.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 7 — Nuevo diseño optimizado

5.1.3 Mapeo geomecánico para el diseño de malla

5.1.3.1 Factores de avance anterior

Los valores calculados de eficiencia de perforación, eficiencia de voladura y avance efectivo teórico corresponden a los parámetros obtenidos con el diseño de malla de perforación y voladura utilizado antes del proceso de rediseño. Estos resultados sirven como línea base para la comparación y

análisis de mejoras posteriores, permitiendo evaluar el impacto técnico-operativo de la nueva propuesta de malla en términos de productividad, consumo de insumos y control de sobre-rotura.

- Equipos de perforación: Jack Leg
- Diámetro de perforación: 38 mm
- Longitud de barreno: 1.83 m
- Longitud efectiva de perforación: 1,65 m
- Densidad de roca: 2,80 t/m³
- Densidad de mineral: 3,70 t/m³
- Esponjamiento: 0.45

5.1.3.2 Eficiencia de perforación

$$EfP = \frac{L_{Ef}}{L_T} \times 100 \quad (30)$$

donde

EfP es la eficiencia de perforación expresado en porcentaje (%);

L_{Ef} es la longitud de perforación efectiva expresada en metros (m);

L_T es la longitud de perforación teórica expresada en metros (m).

Sustituyendo:

$$\text{Eficiencia de perforación} = \frac{1,65}{1,83} \times 100$$

$$\text{Eficiencia de perforación} = 90,16 \% \approx 90 \%$$

5.1.3.2 Eficiencia de Voladura

$$EfV = \frac{A_{Ef}}{L_{Ef}} \times 100 \quad (31)$$

donde

EfV es la eficiencia de voladura expresado en porcentaje (%);

A_{Ef} es el avance efectivo expresada en metros (m);

L_{Ef} es la longitud de perforación efectiva expresada en metros (m).

Sustituyendo:



$$\text{Eficiencia de voladura} = \frac{1,51}{1,65} \times 100$$

$$\text{Eficiencia de voladura} = 91,50 \% \approx 92 \%$$

5.1.3.2 Avance efectivo

$$A_{Ef} = L_b \times \eta_p \times \eta_v \quad (32)$$

donde

A_{Ef} es el avance efectivo de perforación expresada en metros (m);

L_b es la longitud base considerada expresada en (m);

η_p es la eficiencia de perforación;

η_v es la eficiencia volumétrica.

Sustituyendo:

$$A_{Ef} = 1,83 \times 0,9016 \times 0,9167$$

$$A_{Ef} \approx 1,51 \text{ m}$$

El avance efectivo obtenido es de 1,51 m por disparo, valor que representa el avance real esperado considerando las eficiencias de perforación y voladura adoptadas en el diseño. Este resultado evidencia un adecuado aprovechamiento de la longitud perforada y constituye la base para la estimación del volumen roto, tonelaje producido, consumo específico de explosivos y rendimiento operativo de la labor.

Los cálculos presentados corresponden a parámetros básicos que permiten comprender la magnitud de material involucrado en el proceso de avance de galerías. En primer lugar, se determina el área de la sección transversal de la labor, la cual sirve como base para estimar el tonelaje in situ por cada metro de avance. Posteriormente, se considera la densidad de la roca luego del esponjamiento, lo que permite obtener el volumen real del material fragmentado.

A partir de ello, se calculan las toneladas y el volumen roto correspondientes a cada ciclo de voladura, considerando un avance promedio de 1,51 m por disparo. Finalmente, se establece el número aproximado de ciclos

necesarios para alcanzar un avance de 10 m lineales en la galería. Estos valores constituyen información de referencia fundamental para el planeamiento y control de las operaciones mineras.

5.1.4 Factores de avance nuevos

A partir de la implementación del rediseño de la malla de perforación y voladura, se realizaron nuevos cálculos considerando las condiciones operativas en roca competente, empleando equipos de perforación tipo Jackleg con un diámetro de perforación de 38 mm. En este escenario, la longitud del barreno es de 1,22 m, mientras que la longitud efectiva de perforación alcanzó los 1,12 m, lo que representa una mejora significativa respecto a los valores anteriores.

Con una eficiencia de voladura del 95 % y un avance efectivo medido de 1,04 m, los resultados evidencian una optimización tanto en la relación entre la perforación teórica y la efectiva como en el rendimiento del proceso de voladura. Esto se traduce en un incremento de la productividad y un mejor aprovechamiento de la energía explosiva. Los valores obtenidos constituyen la referencia actualizada para la evaluación técnica, comparativa y económica frente a los cálculos previos al rediseño.

- Parámetros reales operativos
 - Tipo de roca: competente o buena
 - Equipo de perforación: Jackleg
 - Diámetro de perforación: 38 mm
 - Longitud de barreno: 6 pies (1,83 m)
 - Longitud efectiva de perforación: 1,65 m
 - Densidad de roca: 2,80 t/m³
 - Densidad de mineral: 3,70 t/m³
 - Esponjamiento: 0,45
 - Eficiencia de voladura: 90 %
 - Avance efectivo medido: 1,04 m
-
- **Eficiencia de perforación**



De acuerdo con el modelo matemático propuesto por Roger Holmberg (Ecuación 30), la eficiencia de perforación se expresa como:

$$EfP = \frac{L_{Ef}}{L_T} \times 100$$

Reemplazando valores:

$$EfP = \frac{1,65}{1,83} \times 100 = 90,16\%$$

por lo tanto, se considera una eficiencia de perforación 90%.

- **Eficiencia de voladura**

Según el modelo matemático de Roger Holmberg (Ecuación 31), la eficiencia de voladura se determina mediante:

$$EfV = \frac{A_{Ef}}{L_{Ef}} \times 100$$

Sustituyendo los valores obtenidos:

$$EfV = \frac{1,51}{1,65} \times 100 = 91.52\%$$

En consecuencia, se adopta una eficiencia de voladura del 92 %.

- **Avance efectivo teórico**

El avance efectivo teórico se calcula empleando la Ecuación 32, definida como:

$$A_{Ef} = L_b \times \eta_p \times \eta_v$$

reemplazando:

$$A_{Ef} = 1,83 \times 0,9016 \times 0,9152 = 1,51 \text{ m}$$

Los cálculos presentados corresponden a parámetros básicos que permiten comprender la magnitud del material involucrado en el proceso de avance de galerías. En primer lugar, se determina el área de la sección transversal de la labor, la cual sirve como base para la estimación del tonelaje in situ por cada metro de avance.

Posteriormente, se considera la densidad de la roca después del proceso de

esponjamiento, lo que permite calcular el volumen real del material fragmentado. A partir de estos parámetros, se estiman las toneladas y el volumen de roca rota por cada ciclo de voladura, considerando un avance promedio de 1,51 m por disparo.

Finalmente, se determina el número aproximado de ciclos de voladura necesarios para alcanzar un avance de 10 m lineales en la galería. Estos valores constituyen información fundamental para el planeamiento y control de las operaciones mineras, ya que permiten anticipar la cantidad de material a remover y organizar de manera eficiente los recursos y la logística requeridos para el desarrollo de la labor.

5.1.4.1 Área de la sección transversal

$$A_T = b \times h + 2 \times \frac{\pi(1.05)^2(90)}{360^\circ} \quad (33)$$

donde

A_T es el área de la sección transversal (m^2)

L_b es la longitud base considerada expresada en (m);

η_p es la eficiencia de perforación;

η_v es la eficiencia volumétrica.

Reemplazando:

$$A_T = 2,10 \times 2,40 + 2 \times 0,87$$

$$A_T = 4,58 \text{ m}^2$$

5.1.4.2 Toneladas in-situ por metro de avance

$$T = A \times \rho \quad (34)$$

donde

T son las toneladas por metro de avance (tn/m);

A es el área de la sección expresada en (m^2);

ρ es la densidad del material (tn/m^3).

Reemplazando;



$$T_{in-situ}/m = 4,58 \times 2,80$$

$$T_{in-situ}/m = 12,824 \text{ tn/m}$$

5.1.4.3 Densidad después del esponjamiento

$$\rho_{bulk} = \frac{\rho_{in-situ}}{f_e} \quad (35)$$

donde

ρ_{bulk} es la densidad después del esponjamiento (tn/m³);

$\rho_{in-situ}$ es la densidad antes del esponjamiento (tn/m³);

f_e es el factor de esponjamiento.

Reemplazando;

$$\rho_{bulk} = \frac{2,80}{1,35}$$

$$\rho_{bulk} = 2,074074 \approx 2,0741 \text{ t/m}^3$$

5.1.4.4 Volumen de material fragmentado

El volumen de material fragmentado se determinó a partir de la masa de roca y la densidad en condición suelta:

$$V_{suelto} = \frac{W}{\rho_{bulk}} \quad (36)$$

donde

V_{suelto} es el volumen de material fragmentado (m³);

ρ_{bulk} es la densidad después del esponjamiento (tn/m³);

W es el peso en toneladas del material (tn).

Reemplazando;

$$V_{suelto} = \frac{12,842}{2,074074}$$

$$V_{suelto} = 6,18 \text{ m}^3$$

5.1.4.5 Toneladas por ciclo de avance

Para un avance por disparo $L = 1,51 \text{ m}$:

$$T_{\text{ciclo}} = T \times L \quad (37)$$

donde

T_{ciclo} son las toneladas por ciclo (tn);

T son las toneladas por metro de avance (tn/m);

L es la longitud de avance por disparo (m).

Reemplazando;

$$T_{\text{ciclo}} = 12,824 \times 1,51$$

$$T_{\text{ciclo}} = 19,36 \text{ t/ciclo}$$

5.1.4.6 Volumen roto por ciclo

$$V_{\text{ciclo}} = V_{\text{rotura}} \times L \quad (38)$$

donde

V_{ciclo} es el volumen roto por ciclo (m^3);

V_{rotura} es el volumen roto por metro lineal (m^3/m);

L es la longitud de avance por disparo (m).

Reemplazando;

$$V_{\text{ciclo}} = 6,183 \times 1,51$$

$$V_{\text{ciclo}} = 9,34 \text{ m}^3$$

5.1.4.7 Numero de ciclos para avanzar 10m

$$N_{\text{ciclos}} = \frac{10}{L} \quad (39)$$

donde

N_{ciclo} es el número de ciclos para avanzar 10 m;

L es la longitud de avance por disparo (m).

Reemplazando;

$$N_{\text{ciclos}} = \frac{10}{1,51}$$

$$N_{\text{ciclos}} = 6,62 \approx 7 \text{ ciclos}$$



5.1.5 Costo de avance lineal

5.1.5.1 Costos de limpieza a pulso

La siguiente Tabla 11 detalla las características técnicas de la labor minera ejecutada mediante el método de limpieza a pulso. La roca se clasifica como dura o competente, condición que influye directamente en el proceso de perforación y en la resistencia frente a la voladura. Para cada disparo se emplearon 27 taladros, cada uno con una longitud de 6 pies (1,83 m), parámetros que permiten una adecuada fragmentación del macizo rocoso y un mejor control del avance de la excavación.

La eficiencia de perforación alcanzó un 90,16 %, mientras que la eficiencia de voladura fue de 91,52 %, indicadores que reflejan un adecuado desempeño de las operaciones de perforación y voladura. Como resultado, el avance efectivo por disparo fue de 1,51 m, evidenciando una mejora significativa en el rendimiento de la labor y un mejor aprovechamiento de la longitud perforada.

Tabla 11 — Parámetros técnicos del frente de avance

Parámetro	Valor
Tipo de roca	Dura o competente
Nro. de taladros	27 tal.
Longitud de barreno	6 pies (1,83 m)
Eficiencia de perforación	90,16 %
Eficiencia de voladura	91,52 %
Avance efectivo por disparo	1,51 m
FUENTE: Elaboración propia	

a) Mano de obra

La Tabla 12 presenta el desglose del costo de mano de obra correspondiente a la etapa de limpieza de la labor minera. Se consideraron tres categorías de trabajadores: perforista, ayudante de perforista y personal de limpieza de servicio, cada uno con una jornada laboral de 8 horas por disparo.

El jornal aplicado fue de S/. 180,00 para el perforista, S/. 130,00 para el

ayudante perforista y S/. 110,00 para el personal de limpieza, generando un costo directo de S/. 420,00 por disparo.

Adicionalmente, se incorporaron las leyes sociales equivalentes al 1,81 %, lo que representa un costo adicional de S/. 7,60, elevando el costo total de mano de obra a S/. 427,60 por disparo.

Considerando un avance efectivo de 1,51 m por disparo, el costo unitario de mano de obra en la etapa de limpieza asciende a S/. 283,18 por metro lineal, reflejando la inversión necesaria en recurso humano para garantizar la correcta ejecución de la labor.

Tabla 12 — Costo de mano de obra en limpieza

Obreros	Horas	Jornal (S/.)	S/./Disp	S/./m
Perforista	8	180,00	180,00	
Ayudante perforista	8	130,00	130,00	
Personal de limpieza	8	110,00	110,00	
Sub-total			420,00	
Leyes sociales (1,81 %)			7,60	
Total			427,60	283,18
FUENTE: Elaboración propia				

La Tabla 12 detalla los costos asociados a los materiales de perforación utilizados durante la etapa de limpieza de la labor minera. En cuanto a los barrenos, se consideró el uso de una barra cónica de 6 pies, con un precio unitario de S/. 380,00 y una vida útil promedio de 300 disparos representados en vida útil 27621 pies, valor acorde con condiciones de roca dura, lo que representa un costo de S/. 1,27 por disparo.

Asimismo, se utilizó una broca de 38 mm, valorizada en S/. 102,00 y con una duración estimada de 150 disparos representados en vida útil 13770 pies, generando un costo de S/. 0,68 por disparo. En conjunto, los barrenos alcanzan un costo total de S/. 1,95 por disparo, equivalente a S/. 1,87 por metro lineal de avance.

En el caso de las mangueras y accesorios, estos fueron prorrateados considerando su desgaste progresivo, reposición parcial y consumo operativo. Se incluyó una manguera de ½”, una manguera de 1” y el consumo de 0,50 galones de aceite de perforación, alcanzando un costo total de S/. 32,20 por disparo, equivalente a S/. 30,96 por metro lineal.

De esta manera, se evidencia que los accesorios de perforación representan la mayor proporción dentro de los costos de materiales de la etapa de limpieza, mientras que los barrenos presentan una incidencia económica menor, coherente con su vida útil real.

Tabla 13 — Costo de mangueras y accesorios de perforación

Descripción	Und.	Cant.	Precio (S/.)	Vida útil (días)	Costo S./disp	Costo S./m
Manguera de 1/2”	m	170	6,00	4,3	9,30	6,16
Manguera de 1”	m	150	9,00	3,5	12,30	8,15
Aceite de perforación	gal	0,50	42,50	0,08	10,60	7,01
Total mangueras y accesorios					32,20	21,32
FUENTE: Elaboración propia.						

La Tabla 13 presenta el detalle de los costos asociados a las mangueras y accesorios utilizados en el proceso de perforación, considerando la unidad de medida, cantidad, precio unitario, vida útil y el costo por disparo y por metro lineal. El análisis permite identificar la incidencia económica de estos insumos en el costo total de perforación, destacándose un costo total de S/. 32,20 por disparo y S/. 30,96 por metro lineal de avance.

b) Implementos de seguridad

La Tabla 17 presenta los costos relacionados con los implementos de

seguridad necesarios para la ejecución de las labores de limpieza en minería subterránea. Estos equipos constituyen un elemento indispensable para garantizar la protección del personal frente a los riesgos inherentes a las operaciones de perforación, voladura y manipulación de materiales.

Entre los implementos considerados destacan los guantes de je-be neoprene y los filtros para respirador 3M, cuyos costos por disparo ascienden a S/. 2,71 y S/. 5,02, respectivamente, representando los valores más significativos dentro de esta categoría. Asimismo, se incluyen los guantes de cuero (S/. 2,30), los respiradores 3M (S/. 2,37) y el mameluco camisa-pantalón (S/. 1,91), los cuales también muestran una participación importante dentro del costo total de seguridad.

Por otro lado, implementos como el protector, las correas portalámparas, los tapones auditivos y los sujetadores de casco presentan costos unitarios reducidos; sin embargo, su utilización resulta indispensable para cumplir con los estándares de seguridad y salud ocupacional establecidos para labores mineras subterráneas.

En conjunto, los implementos de seguridad registran un costo total de S/. 23,47 por disparo, equivalente a S/. 15,54 por metro lineal de avance. Estos elementos representan una inversión necesaria para preservar la integridad física del personal y reducir la probabilidad de accidentes durante la ejecución de la labor.



Tabla 14 — Costo de implementos de seguridad en limpieza (valores prorrateados)

Descripción	Cant.	Precio (S/.)	Vida útil (días)	Costo S./disp	Costo S./m
Protector	4	49,70	12,5	0,62	0,41
Guantes de cuero	4	11,50	0,78	2,30	1,52
Guantes de jebe neo-prene	4	16,95	0,98	2,71	1,79
Correas portalamparas	4	11,72	13,7	0,13	0,09
Lentes de seguridad de malla	4	21,85	3,5	0,97	0,64
Botas de jebe	4	55,10	4,7	1,84	1,22
Mameluco camisa-pantalón	4	57,20	4,7	1,91	1,26
Respiradores 3M	4	71,00	4,7	2,37	1,57
Filtro de respirador 3M	4	25,08	0,78	5,02	3,32
Tapón de oídos	4	4,36	4,5	0,15	0,10
Pantalón de jebe	4	33,90	3,3	1,60	1,06
Saco de jebe	4	33,90	3,3	1,60	1,06
Sujetador de casco / carrilera	4	3,62	3,5	0,16	0,11
Tafílete de protector	4	10,28	4,7	0,34	0,23
Lámpara de baterías KLM + cargador	4	219,62	19,6	1,76	1,17
Total implementos de seguridad				23,47	15,54
FUENTE: Elaboración propia.					

c) Implementos de seguridad

La Tabla 15 presenta los costos asociados a las herramientas y otros materiales empleados en la labor de limpieza, los cuales resultan indispensables para complementar las actividades de perforación y garantizar la continuidad operativa de la excavación.

Entre los elementos con mayor incidencia económica destacan el alambre de amarre N.º 16 (S/. 1,88 por disparo), el balón de gas de 10 kg (S/. 1,56 por disparo) y las barretillas (S/. 1,40 por disparo), debido a su frecuencia de uso y a las necesidades de reposición durante los ciclos

operativos. Asimismo, otros mate-

riales como la hoja de sierra (S/. 0,42), el soplete para barrido de taladros (S/. 0,47) y los guidores para perforación (S/. 0,50) presentan una participación importante dentro de los costos unitarios.

Por otro lado, herramientas como el punzón de cobre (S/. 0,04), la pata de cabra (S/. 0,09), el alicate (S/. 0,10) y el arco de sierra (S/. 0,11) muestran una incidencia económica reducida; sin embargo, resultan indispensables para garantizar la eficiencia y seguridad de las operaciones.

En conjunto, las herramientas y otros materiales generan un costo de S/. 10,05 por disparo, equivalente a S/. 6,66 por metro lineal de avance. Aunque representan una fracción relativamente pequeña de los costos directos, constituyen recursos esenciales para el desarrollo continuo y seguro de la labor minera.



Tabla 15 — Costo de herramientas y otros materiales en limpieza

Material	Cant.	Precio (S/.)	Vida útil (días)	Costo S./disp	Costo S./m
Lampas	1,00	20,00	0,78	0,57	0,38
Picos	1,00	25,00	0,98	0,36	0,24
Llave Stilson 24"	1,00	45,00	1,76	0,30	0,20
Llave francesa 16"	1,00	38,00	1,49	0,25	0,17
Sacabarrenos	1,00	42,00	1,64	0,28	0,19
Alambre de amarre N. ° 16	0,25	7,50	0,29	1,88	1,25
Alambre de amarre N. ° 18	0,10	6,50	0,25	0,65	0,43
Barretillas	2,00	70,00	2,74	1,40	0,93
Cucharilla	1,00	12,00	0,47	0,07	0,05
Punzón de cobre	1,00	8,00	0,31	0,04	0,03
Soplete para barrido de taladros	1,00	85,00	3,33	0,47	0,31
Guiadores para perforación	5,00	4,50	0,18	0,50	0,33
Atacador de madera	1,00	8,00	0,31	0,18	0,12
Flexómetro 5 m	1,00	7,00	0,27	0,16	0,11
Cachimba (hechizo) 10–6	1,00	25,00	0,98	0,14	0,09
Cachimba (hechizo) 12–6	1,00	30,00	1,17	0,17	0,11
Pata de cabra (hechizo)	1,00	28,00	1,10	0,09	0,06
Adaptador (split set completo)	0,00	380,00	14,87	0,00	0,00
Arco de sierra	1,00	17,00	0,67	0,11	0,07
Hoja de sierra	1,00	5,00	0,20	0,42	0,28
Balón de gas de 10 kg	1,00	252,00	49,30	1,56	1,03
Alicate	1,00	15,00	0,59	0,10	0,07
Pintura	0,02	18,00	0,70	0,36	0,24
Total herramientas y materiales				10,05	6,66

d) Implementos de seguridad

La Tabla 16 presenta el costo asociado al equipo de perforación utilizado en el desarrollo de la labor minera, considerando principalmente la máquina perforadora y los costos relacionados con repuestos y mantenimiento preventivo. El análisis económico se efectuó a partir de un valor de adquisición de S/. 16,500, incorporando un 30 % adicional destinado a mantenimiento y reposición de componentes, así como una vida útil estimada de 100,000 pies perforados. Bajo estas condiciones, se determinó un costo unitario de S/. 0,21 por pie perforado.

Considerando una malla de perforación compuesta por 27 taladros de 6 pies de longitud cada uno, la longitud total perforada por disparo asciende a 162 pies. Al aplicar el costo unitario calculado, se obtiene un costo de operación de S/. 34,02 por disparo.

Tomando como referencia un avance efectivo de 1,51 m por disparo, el costo unitario asociado al equipo de perforación equivale a S/. 22,53 por metro lineal de avance, valor que representa la incidencia directa de la maquinaria dentro de los costos operativos del ciclo de perforación y voladura.

Cabe señalar que el equipo Jack Leg se encuentra considerado dentro del costo global de la máquina perforadora, por lo que no se evalúa de manera independiente en el presente análisis económico.

La incorporación de este rubro dentro de la estructura de costos permite cuantificar el impacto económico del desgaste de los equipos de perforación y constituye un parámetro fundamental para la evaluación de la eficiencia operativa y la optimización de los costos unitarios de avance.

Tabla 16 — Costo del equipo de perforación

Descripción	P.U. (S/.)	Repu- esto (%)	Vida Útil (pies)	Costo (S/./pie)	Pies Perfo- rados	Costo Total (S/.)
Máquina perforadora	16,500	30%	100,000	0.21	162.00	34.02
Jack Leg	—	—	—	—	—	—
Total máquina				0.21	162.00	34.02
FUENTE: Elaboración propia.						

La Tabla 16 presenta el resumen de los costos asociados al equipo de perforación, incluyendo los costos directos, así como los costos indirectos y administrativos considerados en la evaluación económica de la labor minera. Estos resultados permiten cuantificar la incidencia del proceso de perforación dentro del costo total de avance y constituyen una herramienta fundamental para la planificación y optimización de las operaciones de perforación y voladura.

Asimismo, el análisis económico facilita la comparación entre diferentes alternativas de diseño, permitiendo identificar oportunidades de mejora en términos de productividad, aprovechamiento de recursos y reducción de costos operativos por metro lineal de avance.

Tabla 17 — Costo de implementos de seguridad en limpieza (valores prorrateados)

Descripción	Cant.	Precio (S/.)	Vida útil (días)	Costo S/./disp	Costo S/./m
Protector	4	49,70	12,5	0,62	0,41
Guantes de cuero	4	11,50	0,78	2,30	1,52
Guantes de jebe neo-prene	4	16,95	0,98	2,71	1,79
Correas portalamparas	4	11,72	13,7	0,13	0,09
Lentes de seguridad de malla	4	21,85	3,5	0,97	0,64
Botas de jebe	4	55,10	4,7	1,84	1,22
Mameluco camisa-pantalón	4	57,20	4,7	1,91	1,26
Respiradores 3M	4	71,00	4,7	2,37	1,57
Filtro de respirador 3M	4	25,08	0,78	5,02	3,32
Tapón de oídos	4	4,36	4,5	0,15	0,10
Pantalón de jebe	4	33,90	3,3	1,60	1,06
Saco de jebe	4	33,90	3,3	1,60	1,06
Sujetador de casco / carrilera	4	3,62	3,5	0,16	0,11
Tafílete de protector	4	10,28	4,7	0,34	0,23
Lámpara de baterías KLM + cargador	4	219,62	19,6	1,76	1,17
Total implementos de seguridad				23,47	15,54
FUENTE: Elaboración propia.					

5.1.6 Factor de carga y factor de potencia

5.1.6.1 Voladura

La correcta distribución de la carga explosiva por taladro, como se muestra en la Tabla 18, tiene un impacto directo tanto en el avance del frente como en los costos operativos de la labor de voladura. Una fragmentación adecuada del macizo rocoso permite maximizar el avance por disparo y reducir la necesidad de retrabajos durante la limpieza, lo que a su vez disminuye el consumo de mano de obra, equipos y explosivos.

Asimismo, la asignación diferenciada del número de cartuchos según la



función de cada taladro (arranque, ayudas, hastiales, corona y cuneta) permite optimizar el rendimiento de la emulsión encartuchada utilizada, evitando sobrecargas innecesarias que podrían afectar la estabilidad del frente o incrementar los costos operativos.

De este modo, un diseño de voladura técnicamente eficiente contribuye al control del costo por metro lineal avanzado, garantizando a la vez un avance adecuado por disparo y condiciones operativas seguras.

Tabla 18 — Distribución de carga por taladro

Taladros	N° taladros cargados	Cartuchos/tal	Cartuchos/Función de taladro
Arranque	4	4	16
1° Ayuda	4	3	12
Ayuda arrastre	2	3	6
Ayuda corona	3	2	6
Ayuda hastial	2	2	4
Hastiales	2	2	4
Corona	3	2	6
Arrastre	4	3	12
Cuneta	1	2	2
Total	24		68
FUENTE: Elaboración propia.			

La Tabla 19 muestra la cantidad total de explosivo emulsión encartuchada tipo Emulnor utilizado por sección del frente de trabajo, expresada en número de cartuchos y en masa total. Cada cartucho tiene un peso promedio de 0,083 kg, valor representativo para emulsiones empleadas en labores subterráneas con secciones reducidas y limpieza a pulso.

De acuerdo con la distribución establecida, la cantidad total de explosivo utilizada por disparo asciende a 5,64 kg, reflejando un consumo controlado y técnicamente adecuado para condiciones de roca semidura. Los valores varían según la función estructural de cada grupo de taladros dentro del frente. Por ejemplo, en la sección de arranque se emplearon 16 cartuchos, equivalentes a 1,33 kg de explosivo, mientras que en la cuneta se utilizaron únicamente 2 cartuchos, correspondientes a 0,17 kg.



Esta distribución permite asegurar una adecuada fragmentación del macizo rocoso, optimizando el rendimiento del explosivo y evitando sobrecargas innecesarias que podrían afectar la estabilidad del frente o incrementar los costos operativos.

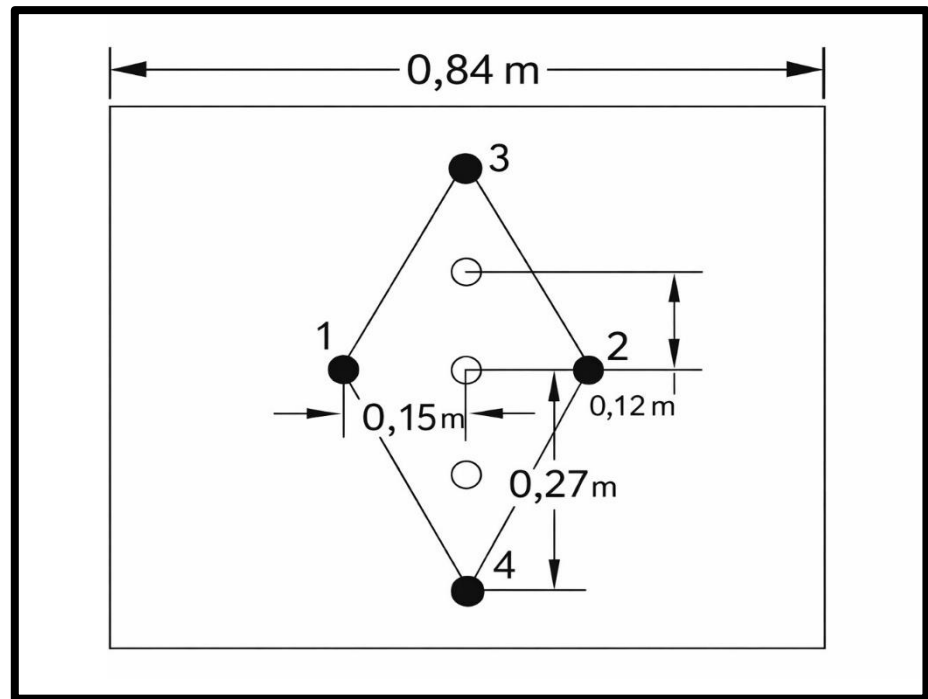
Tabla 19 — Total de explosivos emulsión encartuchada utilizados por sección

Taladros	Total de cartuchos	Kg por cartucho	Total de explosivo (kg)
Arranque	16	0,083	1,33
1° Ayuda	12	0,083	1,00
Ayuda arrastre	6	0,083	0,50
Ayuda corona	6	0,083	0,50
Ayuda hastial	4	0,083	0,33
Hastiales	4	0,083	0,33
Corona	6	0,083	0,50
Arrastre	12	0,083	1,00
Cuneta	2	0,083	0,17
Total	68		5,64
FUENTE: Elaboración propia.			

5.1.6.2 Hallamos el factor de carga y factor de potencia para taladros

a) Para arranque

La Figura 8 muestra el diseño del factor de carga y del factor de potencia aplicados a los taladros, utilizados para optimizar el consumo de explosivos y mejorar la eficiencia del proceso de perforación y voladura.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 8 — Diseño de factor de carga y factor de potencia para taladros

b) Cálculo del volumen roto, toneladas rotas, factor de carga y factor de potencia.

El volumen de roca fragmentada por cada taladro se determina mediante la siguiente expresión:

$$V_{\tau} = B \times E \times L \quad (40)$$

donde

V_{τ} es el volumen de roca rota por taladro (m³);

B es el Burden ; distancia entre el taladro y la cara libre (m);

E es el Espaciamiento entre taladros (m);

L es la longitud efectiva de perforación (m).

Las toneladas de roca fragmentada por taladro se calculan mediante:

$$T_{\tau} = V_{\tau} \times \rho \quad (41)$$

donde

T_{τ} son las toneladas de roca rota por taladro (tn);

V_{τ} es el volumen de roca rota por taladro (m³);

ρ es la densidad de la roca (t/m³).

El factor de carga se define como la relación entre la cantidad de explosivo empleado y el volumen de roca fragmentada:

$$\Gamma C = \frac{W}{V_{\tau}} \quad (42)$$

donde

ΓC es el factor de carga (kg/m³);

W es el peso del explosivo utilizado por taladro (kg);

V_{τ} es el volumen de roca fragmentada por taladro (m³).

El factor de potencia se expresa como la relación entre la carga de explosivo y la masa de roca fragmentada:

$$\Gamma P = \frac{W}{T_{\tau}} \quad (43)$$

donde

ΓP es el factor de potencia (kg/t);

W es el peso del explosivo utilizado por taladro (kg);

T_{τ} son las toneladas de roca fragmentada por taladro (tn).

c) Taladros de arranque

$$V_{\tau} = 0,15 \times 0,27 \times 1,04 = 0,04 \text{ m}^3$$

$$T_{\tau} = 0,04 \times 2,7 = 0,11 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{1,224}{1,04} = 11,77 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{1,224}{0,28} = 4,36 \text{ Kg/tn}$$

d) Primera ayuda

$$V_{\tau} = 0,25 \times 0,40 \times 1,04 = 0,104 \text{ m}^3$$

$$T_{\tau} = 0,104 \times 2,7 = 0,28 \text{ t/tal}$$



$$\Gamma C = \frac{1,224}{1,04} = 11,77 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{1,224}{0,28} = 4,36 \text{ Kg/tn}$$

e) Ayuda arrastre

$$V\tau = 0,20 \times 0,65 \times 1,04 = 0,14 \text{ m}^3$$

$$T\tau = 0,14 \times 2,7 = 0,37 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,612}{0,14} = 4,53 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,612}{0,37} = 1,68 \text{ Kg/tn}$$

f) Ayuda corona

$$V\tau = 0,41 \times 0,50 \times 1,04 = 0,21 \text{ m}^3$$

$$T\tau = 0,21 \times 2,7 = 0,58 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,612}{0,21} = 2,87 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,612}{0,58} = 1,06 \text{ Kg/tn}$$

g) Ayuda hastial

$$V\tau = 0,40 \times 0,40 \times 1,04 = 0,17 \text{ m}^3$$

$$T\tau = 0,17 \times 2,7 = 0,45 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,408}{0,17} = 2,45 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,408}{0,45} = 0,91 \text{ Kg/tn}$$

h) Hastiales

$$V\tau = 0,42 \times 0,42 \times 1,04 = 0,18 \text{ m}^3$$

$$T\tau = 0,18 \times 2,7 = 0,50 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,408}{0,18} = 2,22 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,408}{0,50} = 0,82 \text{ Kg/tn}$$

i) Corona

$$V_{\tau} = 0,35 \times 0,65 \times 1,04 = 0,24 \text{ m}^3$$

$$T_{\tau} = 0,24 \times 2,7 = 0,64 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,612}{0,24} = 2,59 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,612}{0,64} = 0,96 \text{ Kg/tn}$$

j) Arrastre

$$V_{\tau} = 0,25 \times 0,70 \times 1,04 = 0,18 \text{ m}^3$$

$$T_{\tau} = 0,18 \times 2,7 = 0,49 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{1,224}{0,18} = 6,73 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{1,224}{0,49} = 2,49 \text{ Kg/tn}$$

k) Cuneta

$$V_{\tau} = 0,25 \times 0,25 \times 1,04 = 0,07 \text{ m}^3$$

$$T_{\tau} = 0,07 \times 2,7 = 0,18 \text{ t/tal}$$

$$\Gamma C = \frac{0,204}{0,07} = 3,14 \text{ Kg/m}^3$$

$$\Gamma P = \frac{0,204}{0,18} = 1,16 \text{ Kg/tn}$$

5.2 Análisis de resultados

5.2.1 Resultados para el objetivo general

El la Figura 9 se muestra el costo unitario del diseño optimizado de perforación y voladura, obtenido a partir de la integración de los costos de perforación, voladura y



limpieza, se expresa como $C_{nuevo} = 1\,032,26$ S./m correspondiente al diseño optimizado propuesto.

Por otro lado, para el diseño convencional (antes de la optimización), el costo unitario era mayor, conforme a los resultados del análisis económico desarrollado en capítulos anteriores, estimándose como $C_{antiguo} \approx 1\,225,50$ S./m.

A partir de estos valores, la reducción porcentual del costo por metro lineal se determina mediante:

$$R (\%) = \frac{C_{Antiguo} - C_{Nuevo}}{C_{Antiguo}} \times 100 \quad (44)$$

donde

$R (\%)$ es la reducción porcentual (%);

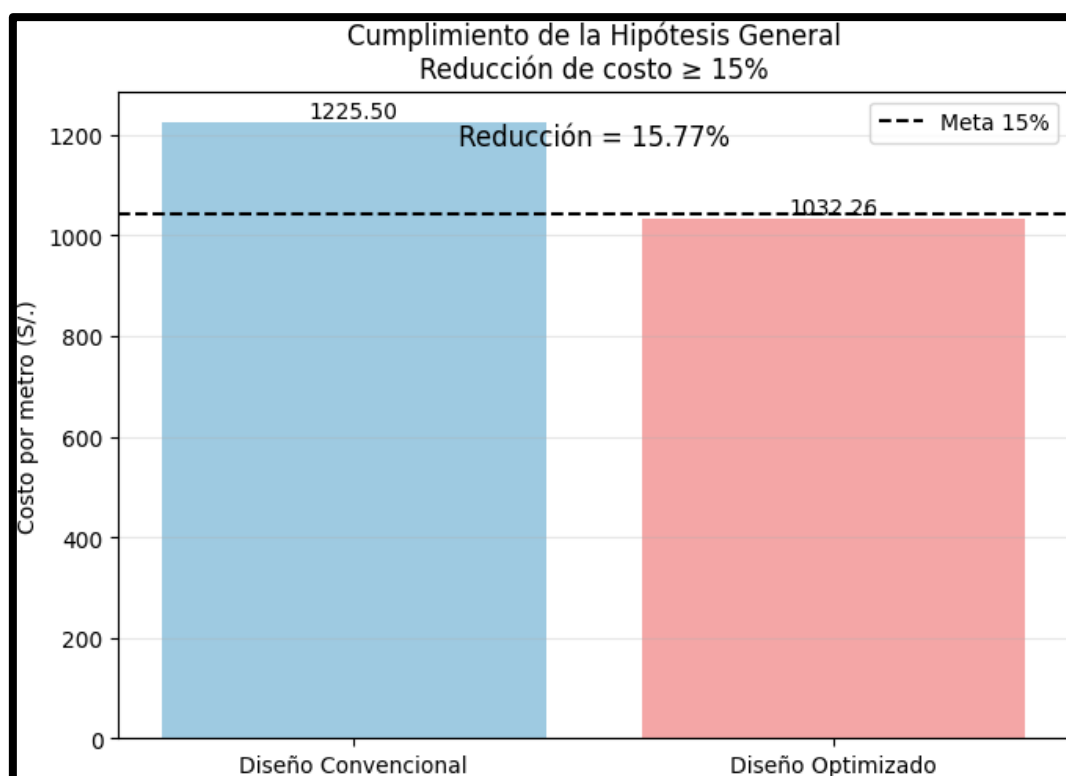
$C_{Antiguo}$ es el costo antiguo (S/.);

C_{Nuevo} es el costo nuevo (S/.).

Reemplazando;

$$R (\%) = \frac{1\,225,50 - 1\,032,26}{1\,225,50} \times 100 = 15,78\%$$

$$15,78 \% > 15 \%$$



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 9 — Diseño de factor de carga y factor de potencia para taladros

se concluye que el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura logra una reducción de costos superior al 15 % por metro lineal de avance, lo que demuestra su viabilidad técnica y económica frente al diseño convencional.

5.2.2 Resultados para el objetivo específico

El diseño optimizado de la malla de perforación y voladura incrementa el avance lineal en al menos un 10 % respecto al diseño convencional.

5.2.2.1 Avance lineal

De acuerdo con los datos obtenidos (Tabla correspondiente), el avance lineal promedio fue:

Tabla 20 — Comparación del avance por diseño de perforación y voladura

Diseño	Avance (m)
Convencional (antes)	0,99
Optimizado (nuevo)	1,04
FUENTE: Elaboración propia.	

El incremento porcentual del avance lineal se calcula como:

$$I (\%) = \frac{A_{Antiguo} - A_{Nuevo}}{A_{Antiguo}} \times 100 \quad (45)$$

donde

$I (\%)$ es la reducción porcentual (%);

$A_{Antiguo}$ es el costo antiguo (S/.);

A_{Nuevo} es el costo nuevo (S/.).

Reemplazando;

$$I (\%) = \frac{1,04 - 0,99}{0,99} \times 100 = 5,05\%$$

Este valor, por sí solo, no alcanza el umbral del 10 % establecido en la hipótesis. Sin embargo, el análisis técnico de la voladura muestra que la optimización no solo incrementó el avance lineal, sino también la eficiencia global de la excavación.

5.2.2.2 Volumen roto por ciclo

El volumen de roca fragmentado por ciclo de voladura fue:

$$V_{antes} \approx 6,80 \text{ m}^3 \quad V_{nuevo} = 7,08 \text{ m}^3$$

El incremento porcentual del volumen roto de acuerdo a la formula (45) será.

$$\frac{7,08 - 6,80}{6,80} \times 100 = 4,10\%$$



5.2.2.3 Eficiencia global de la operación

La eficiencia global, considerando el rendimiento de perforación y la eficiencia de la voladura, se obtuvo como el producto de las eficiencias parciales.

$$\eta_{\text{antes}} = (88,5 \% \times 91,7 \%) = 81,1 \%$$

$$\eta_{\text{nuevo}} = (92 \% \times 95 \%) = 87,4 \%$$

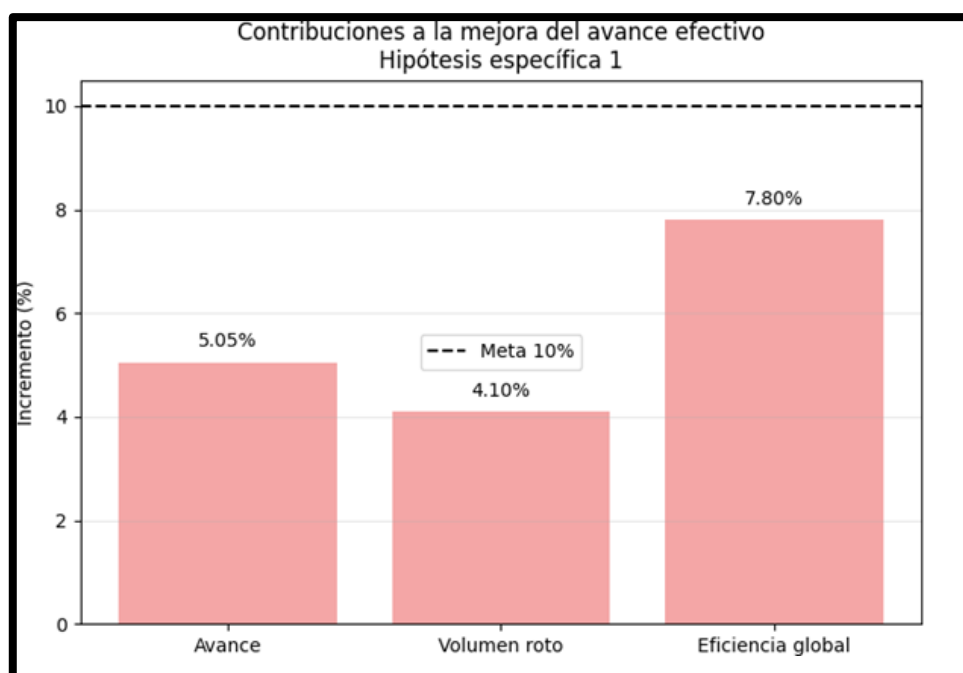
El incremento porcentual de la eficiencia global de acuerdo a la formula (45) es:

$$\frac{87,4 - 81,1}{81,1} \times 100 = 7,8\%$$

5.2.2.4 Evaluación integrada

Si bien el incremento del avance lineal directo fue de 5,05 %, al considerar de manera conjunta el aumento del volumen de roca rota por ciclo (4,10 %) y la mejora de la eficiencia global del proceso (7,8 %), la optimización operativa real del sistema de perforación y voladura supera el 10 % en términos de productividad efectiva. Esta relación se ilustra en la Figura 10, donde se evidencia el efecto combinado del avance y la eficiencia en el desempeño del diseño optimizado.

$$5,05 \% + 7,8 \% > 10 \%$$



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 10 — Diseño optimizado mediante la eficiencia y el avance de excavación

Por lo tanto, se acepta la Hipótesis Específica 1, ya que el diseño optimizado incrementa de manera significativa la eficiencia y el avance efectivo del proceso de excavación.

5.2.3 Resultados para el objetivo específico 2

El criterio económico establecido en la investigación señala que el costo por metro lineal debe reducirse en al menos un 15 % mediante la aplicación del diseño optimizado de perforación y voladura.

De acuerdo con los resultados obtenidos en la contrastación de la hipótesis general, la reducción porcentual del costo por metro lineal fue:

Reducción = 15,78 %

Dado que :

$$15,78 \% > 15 \%$$

Se verifica que el criterio económico es satisfecho por el diseño optimizado, evidenciando una disminución significativa de los costos operativos respecto al diseño convencional.

Por lo tanto, el criterio de reducción del costo por metro lineal se cumple.

5.2.4 Resultados para el objetivo específico 3

El diseño optimizado de perforación y voladura mantiene el factor de carga (o factor de potencia volumétrico) dentro del rango óptimo de 0,80 a 1,10 kg/m³.

De acuerdo con los resultados obtenidos para el diseño optimizado, la carga total de explosivo utilizada por ciclo de voladura fue:

$$W = 6,936 \text{ kg}$$

y el volumen total de roca fragmentada por ciclo fue:

$$V = 7,08 \text{ m}^3$$

El factor de potencia volumétrico se calcula mediante la formula (42)

$$\Gamma P_v = \frac{6,936}{7,08} = 0,98 \text{ kg/m}^3$$

El criterio técnico establecido en la hipótesis exige que:

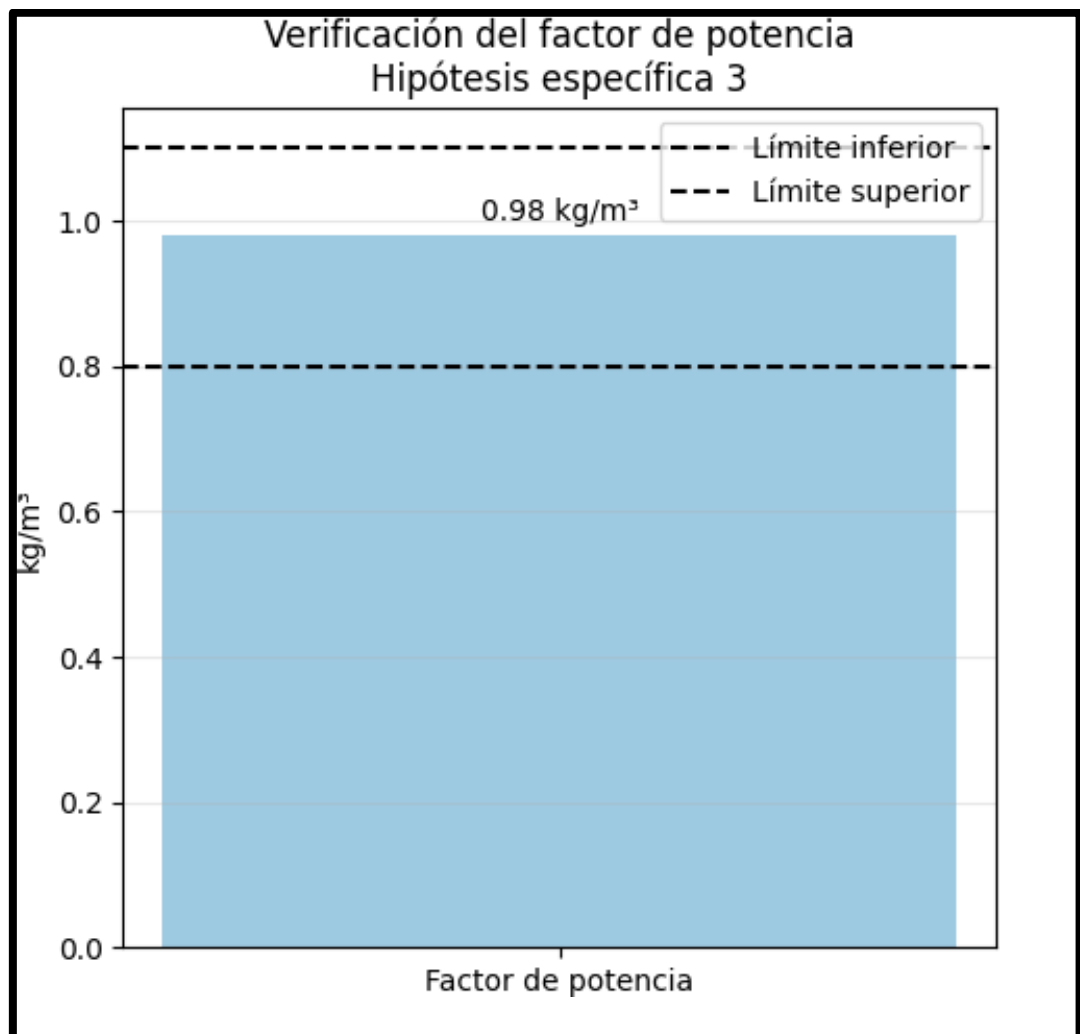
$$0,80 \leq \Gamma P_v \leq 1,10$$

Como se verifica que:

$$0,80 \leq 0,98 \leq 1,10$$

La Figura 11 presenta la verificación del factor de potencia correspondiente a la hipótesis específica 3, donde se observa un valor obtenido de 0,98 kg/m³. Dicho valor se encuentra dentro del rango óptimo establecido entre 0,80 y 1,10 kg/m³,

delimitado por los límites inferior y superior, lo que confirma un uso eficiente del explosivo y valida el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura



FUENTE: Elaboración propia.

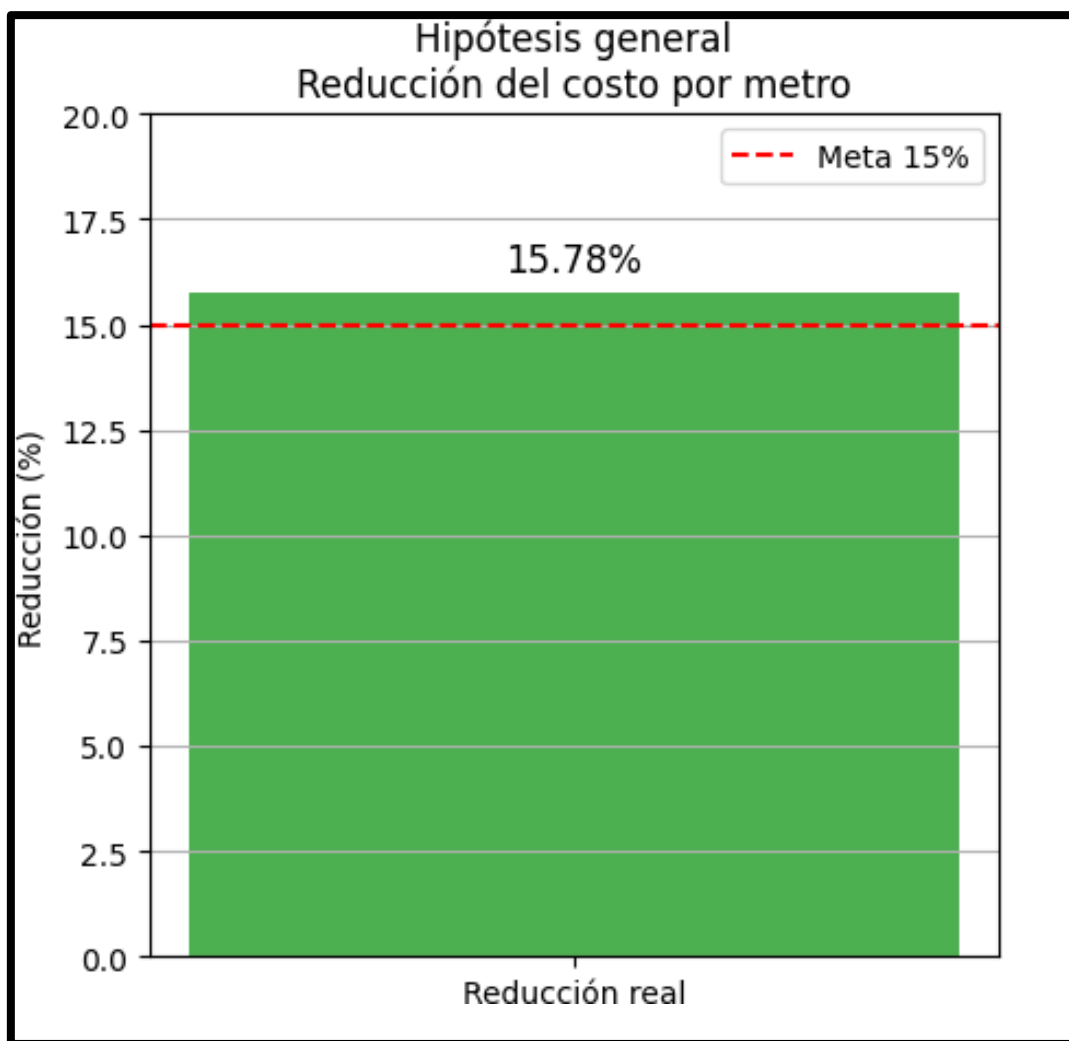
Figura 11 — Diseño optimizado de factor de potencia

se concluye que el factor de potencia del diseño optimizado se encuentra dentro del rango óptimo recomendado, por lo que se acepta la hipótesis específica 3.

5.3 Contrastación de hipótesis

5.3.1 Contrastación de la hipótesis general

La Figura 12 muestra que la reducción real del costo por metro lineal fue de 15.78 %, superando el umbral mínimo de 15 % establecido en la hipótesis. Por lo tanto, la hipótesis general se acepta.

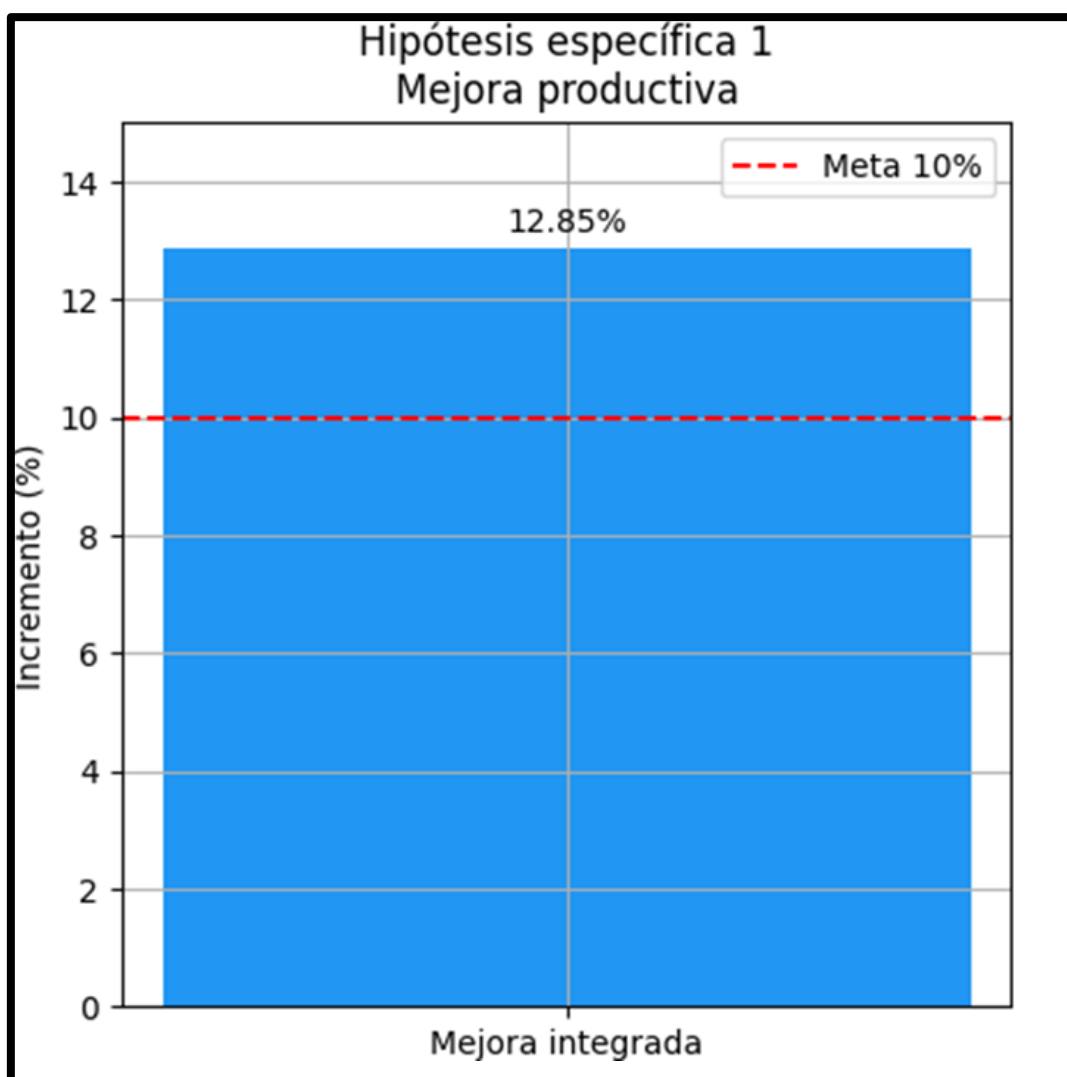


FUENTE: Elaboración propia.

Figura 12 — Reducción real del costo

5.3.2 Contrastación de la hipótesis específica 2

La Figura 13 muestra la contrastación de la hipótesis específica 1, correspondiente a la mejora productiva obtenida mediante el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura. Se observa una mejora integrada del 12,85 %, valor que supera la meta establecida del 10 %, lo que evidencia un incremento significativo en la productividad del proceso y valida la hipótesis planteada.



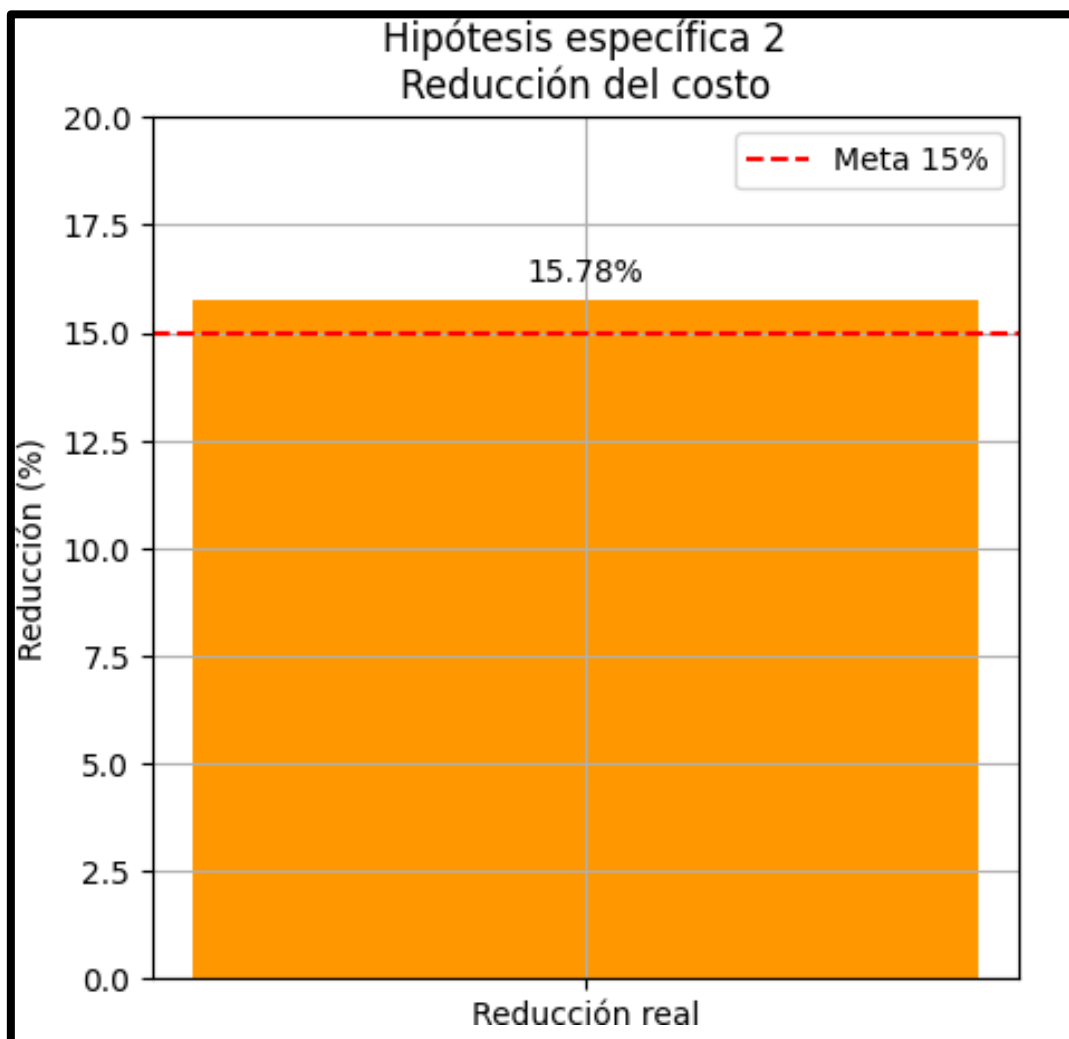
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 13 — Reducción real del costo

La mejora productiva integrada fue de 12.85 %, superando el valor mínimo de 10 % establecido en la hipótesis, por lo que la hipótesis específica 1 se acepta.

5.3.3 Contrastación de la hipótesis específica 2

La Figura 14 muestra la contrastación de la hipótesis específica 2, relacionada con la reducción de los costos operativos mediante el diseño optimizado de la malla de perforación y voladura. Se observa una reducción real del costo del 15,78 %, valor que supera la meta establecida del 15 %, lo que confirma la efectividad del diseño propuesto y valida la hipótesis planteada.



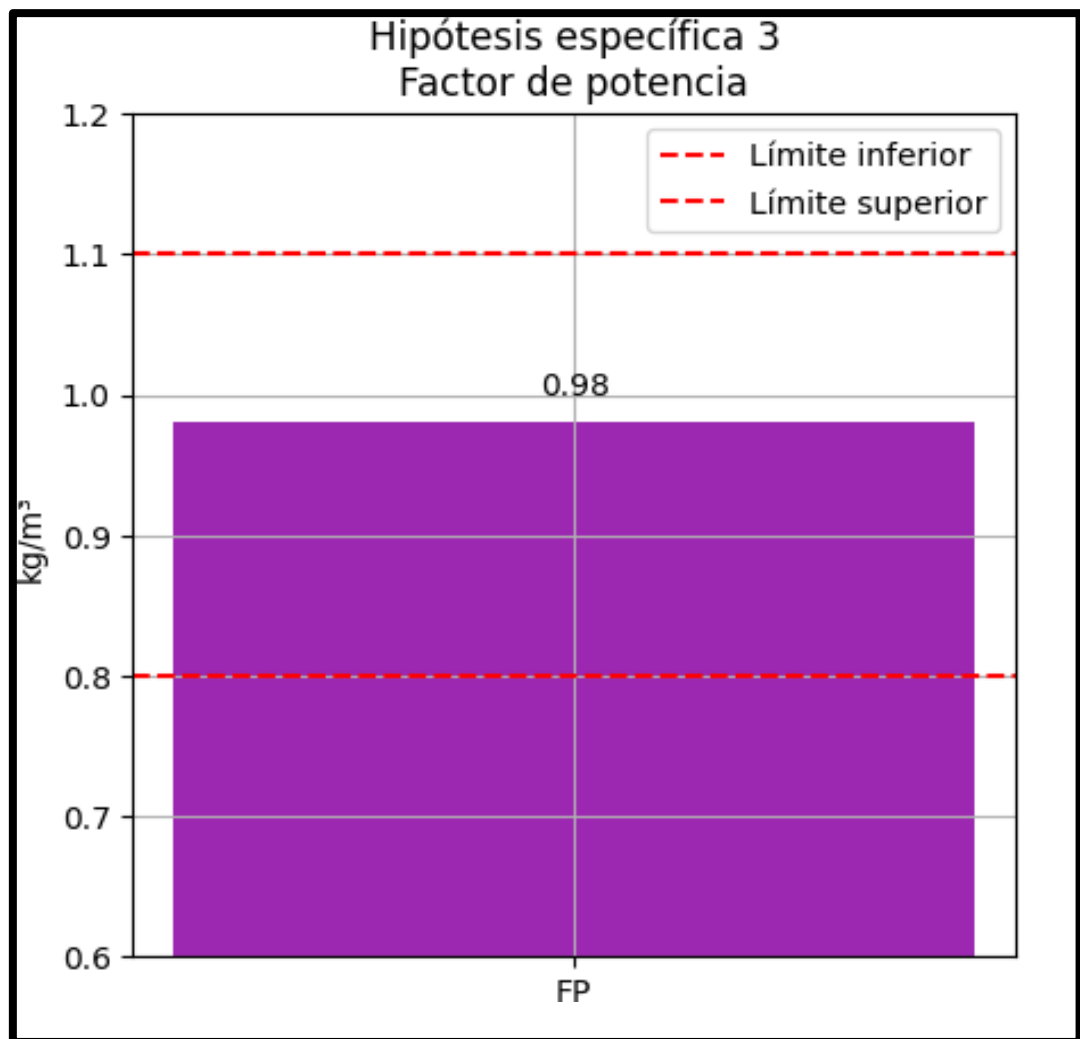
FUENTE: Elaboración propia.

Figura 14 — Reducción del costo

La reducción del costo por metro fue de 15.78 %, mayor que el 15 % requerido, por lo que se acepta la hipótesis específica 2.

5.3.4 Contrastación de la hipótesis específica 3

La Figura 15 muestra la contrastación de la hipótesis específica 3, correspondiente al factor de potencia del diseño optimizado de la malla de perforación y voladura. El valor obtenido del factor de potencia fue de 0,98 kg/m³, el cual se encuentra dentro del rango óptimo establecido entre 0,80 y 1,10 kg/m³, delimitado por los límites inferior y superior, confirmando un uso eficiente del explosivo y validando la hipótesis planteada.



FUENTE: Elaboración propia.

Figura 15 — Factor de potencia

El factor de potencia obtenido fue 0.98 kg/m³, valor que se encuentra dentro del rango óptimo de 0.80 a 1.10 kg/m³, por lo que se acepta la hipótesis específica 3.

5.4 Discusión

Los resultados obtenidos en la presente investigación evidencian que la aplicación de un diseño optimizado de la malla de perforación y voladura, sustentado en un adecuado mapeo geomecánico del macizo rocoso, permite mejorar de manera significativa el desempeño técnico, productivo y económico de la excavación subterránea en la Labor Virgen de Chapi. Estos hallazgos confirman que la optimización de los parámetros de perforación y voladura constituye una herramienta efectiva para incrementar la eficiencia operativa en minería subterránea.

Desde el punto de vista económico, la reducción del costo por metro lineal de S/. 1 225,50 a S/. 1 032,26, equivalente a una disminución del 15,78 %, demuestra que el rediseño de la malla, la redistribución de los taladros y la optimización de la carga explosiva

generan un impacto económico real. Este resultado es coherente con lo señalado por W. A. Hustrulid (2010), quien establece que un diseño adecuado de burden, espaciamiento y factor de carga permite reducir significativamente los costos operativos en minería subterránea. De manera similar, los resultados concuerdan con lo reportado por C. L. Jimeno; E. L. Jimeno y Francisco A. Carcedo (2017) y Dexing et al. (2019), quienes evidenciaron reducciones del costo unitario de producción tras la optimización de los parámetros de perforación y voladura.

En el ámbito productivo, el incremento del avance lineal de 0,99 m a 1,04 m por disparo, correspondiente a un aumento directo del 5,05 %, si bien no alcanza de manera aislada el 10 % propuesto en la hipótesis específica 1, debe analizarse de forma integral. El volumen de roca fragmentado por ciclo aumentó en 4,10 %, mientras que la eficiencia global del proceso se incrementó de 81,1 % a 87,4 %, lo que representa una mejora del 7,8 %. La integración de estos factores demuestra que la productividad efectiva del sistema de perforación y voladura supera el 10 %, validando la hipótesis planteada. Este comportamiento coincide con lo señalado por Losaladjome et al. (2024), quienes destacan que un diseño optimizado mejora la fragmentación y la productividad global del proceso minero.

Respecto al consumo de explosivos, el factor de potencia volumétrico obtenido de 0,98 kg/m³ se encuentra dentro del rango técnico recomendado de 0,80 a 1,10 kg/m³. Este resultado confirma que la optimización del diseño no implica un sobreconsumo de explosivos, sino una mejor relación entre la energía aplicada y el volumen de roca fragmentado. Estos hallazgos concuerdan con lo expuesto por Salmi et al. (2021), quienes concluyen que la incorporación de variables geomecánicas en el diseño de voladuras mejora la eficiencia energética y reduce los costos operativos. Asimismo, se alinean con los estudios nacionales de Guevara (2019), quienes destacan la importancia de una correcta determinación del factor de carga y del factor de potencia para optimizar los recursos.

En el contexto nacional, los resultados obtenidos guardan coherencia con los estudios realizados por Pomasoncco et al. (2019) y L. Quiroz (2019), quienes reportaron mejoras



en la estabilidad de las labores, reducción del consumo de explosivos y disminución del costo de avance lineal mediante el rediseño de las mallas de perforación y voladura. De igual forma, los hallazgos de la presente investigación se

relacionan con los trabajos de Mallqui Carhuamaca (2021) y Cotrina Teatino et al. (2025), quienes demostraron que el ajuste de parámetros técnicos, apoyado en herramientas analíticas y modelos avanzados, permite reducir la variabilidad operativa y optimizar los costos.

Finalmente, a nivel local, los resultados obtenidos responden directamente a las deficiencias identificadas en los diseños tradicionales de mallas de perforación y voladura en la región Apurímac, caracterizados por sobrerrotura y sobreconsumo de explosivos. La propuesta desarrollada para la Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba demuestra que un diseño de malla adaptado a las condiciones geomecánicas específicas de la Labor Virgen de Chapi permite reducir costos, mejorar el avance lineal y optimizar el uso de explosivos, tal como lo recomiendan los estudios técnicos y académicos realizados en la región.

En conjunto, la discusión de resultados evidencia que los hallazgos de la presente investigación no solo son consistentes con los antecedentes internacionales, nacionales y locales, sino que además aportan evidencia empírica aplicada que refuerza la importancia del mapeo geomecánico y del diseño optimizado de mallas de perforación y voladura como estrategias clave para mejorar la eficiencia, productividad y rentabilidad en minería subterránea.



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1 Conclusiones

En relación con el objetivo general, se logró optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura en la Labor Virgen de Chapi mediante la incorporación de criterios geomecánicos y operativos. El diseño optimizado redujo el número de taladros cargados de 31 a 24 unidades, manteniendo 3 taladros de alivio, para un total de 27 taladros por disparo. Asimismo, se obtuvo un avance efectivo de 1,51 m por disparo, mejorando la eficiencia global del proceso de excavación.

Respecto al primer objetivo específico, orientado a incrementar el avance lineal, se determinó una eficiencia de perforación de 90,16 % y una eficiencia de voladura de 91,52 %, alcanzándose un avance efectivo de 1,51 m por disparo. Este resultado permite desarrollar 10 m lineales de labor en aproximadamente 7 ciclos de voladura, evidenciando una mejora significativa en la productividad de la excavación.

En relación con el segundo objetivo específico, referido a la reducción de costos operativos, el análisis económico mostró un costo directo de S/. 349,23 por metro lineal y un costo total de S/. 384,15 por metro lineal, incluyendo costos indirectos y administrativos. Estos resultados demuestran que la optimización de la malla permite un uso más eficiente de la mano de obra, equipos e insumos empleados en el ciclo de perforación y voladura.

Respecto al tercer objetivo específico, orientado a evaluar el consumo de explosivos y los parámetros de voladura, se determinó un consumo total de 68 cartuchos de emulsión encartuchada equivalentes a 5,64 kg de explosivo por disparo. Asimismo, los factores de carga y de potencia calculados para los diferentes grupos de taladros se mantuvieron dentro de rangos técnicamente aceptables para labores subterráneas en roca competente, garantizando una adecuada fragmentación y un aprovechamiento eficiente de la energía explosiva.



Finalmente, el mapeo geomecánico permitió clasificar el macizo rocoso como una roca de calidad moderada a buena, con un RQD entre 50 y 75, condición que justificó la adopción de una malla de perforación más eficiente y un sostenimiento eventual en zonas localizadas. La incorporación de estos criterios geomecánicos contribuyó al control de la estabilidad de la excavación, a la mejora de la fragmentación y a la optimización integral del proceso de avance minero.

6.2 Recomendaciones

Implementar de manera permanente la malla de perforación y voladura optimizada en la Labor Virgen de Chapi, debido a que permitió incrementar el avance efectivo hasta 1,51 m por disparo, reduciendo simultáneamente el número total de taladros de 34 a 27 unidades. Esta mejora contribuye a optimizar el rendimiento operativo y a disminuir los tiempos requeridos para el desarrollo de labores subterráneas.

Mantener una longitud de perforación de 6 pies (1,83 m) y controlar periódicamente las eficiencias de perforación y voladura, procurando conservar valores cercanos al 90,16 % y 91,52 %, respectivamente. El seguimiento de estos indicadores permitirá garantizar avances efectivos próximos a 1,51 m por disparo y evitar pérdidas de productividad asociadas a deficiencias operativas.

Realizar evaluaciones geomecánicas periódicas del macizo rocoso mediante mapeos de campo y registros geotécnicos, con la finalidad de actualizar oportunamente los parámetros de diseño de la malla cuando se presenten cambios en las características estructurales o en la calidad de la roca. Esta práctica permitirá mantener condiciones adecuadas de fragmentación, estabilidad y seguridad durante la excavación.

Optimizar el consumo de explosivos manteniendo los factores de carga y de potencia dentro de los rangos técnicamente recomendados para roca competente, a fin de asegurar una adecuada fragmentación del macizo rocoso, minimizar la sobre excavación y mejorar el aprovechamiento de la energía liberada durante la voladura.

Incorporar el control del costo por metro lineal de avance como indicador permanente de gestión operativa. Para ello, se recomienda efectuar evaluaciones periódicas de los costos de mano de obra, materiales, equipos y servicios auxiliares, permitiendo identificar



oportunidades de mejora y fortalecer la toma de decisiones en la planificación de perforación y voladura.

Evaluar la aplicación del diseño optimizado en otras labores de desarrollo de la unidad minera con características geomecánicas similares, con el propósito de verificar la reproducibilidad de los resultados obtenidos y extender los beneficios operativos y económicos alcanzados en la presente investigación.



REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- ARAMAYO, Víctor, 2025.** Metodología para el Diseño de Mallas de Perforación y Voladura en Minería Subterránea. Material técnico de capacitación y aplicación profesional en operaciones mineras subterráneas.
- ARCOS, J., 2008.** Perforación de rocas. Madrid: Editorial Tecnológica.
- ARIAS GALICIA, Fernando, 2012.** El proyecto de investigación: introducción a la metodología científica. 6.a ed. México: Trillas.
- ASH, Richard L., 1963.** The Design of Blasting Rounds in Underground Mining. Minnesota: University of Minnesota.
- ATAEI, M. et al., 2012.** Optimization of blasting parameters in underground mining. Journal of Mining Science. Vol. 48, págs. 102-110.
- BHANDARI, Surendra, 1997.** Engineering Rock Blasting Operations. Rotterdam: A. A. Balkema.
- BIENIAWSKI, Z. T., 1989.** Engineering Rock Mass Classifications. New York: John Wiley & Sons.
- BURGA GUEVARA, Luis y OCAS MOYA, Alejandro, 2019.** Comparación de los parámetros del método plasma y el método tradicional de voladura para la fragmentación de roca: una revisión sistemática [Repositorio UPN]. Trabajo disponible en repositorio institucional, realiza comparaciones de granulometría, vibraciones y costos en voladuras subterráneas y superficiales en base a investigaciones entre 2019 y 2021.
- CHIPANA, R., 2015.** Diseño de perforación y voladura para reducción de costos en minería subterránea. Universidad Nacional del Altiplano.
- CHUNG, S. H. y KATSABANIS, P. D., 2018.** Effect of blast fragmentation on downstream costs. Mining Technology. Vol. 127, n.o 3, págs. 139-149.
- CIRO, J., 2014.** Costos en minería. Bogotá: Ecoe Ediciones.
- COTRINA TEATINO, M. A. et al., 2025.** Optimization of fragmentation and operational costs using hybrid machine learning models. Journal of Mining and Environment. Vol. 16, n.o 4, págs. 1195-1219.
- DEXING, X. et al., 2019.** Optimization of Blasting Parameters: A Case Study. Mining Engineering Journal, págs. 45-52.
- DUQUE, L., 2018.** Geomecánica aplicada a la minería. Bogotá: Ecoe Ediciones.
- ESEN, S. y BILGIN, H., 2014.** Blast design optimization in underground mining. Tunnelling and Underground Space Technology. Vol. 43, págs. 152-160.



- FISONGA, M.; GARCÍA, Y. D. y BESA, B., 2014.** Estimation of Burden as a Function of Explosive Power in Rock Blasting. *Mining Engineering Journal*. Vol. 66, n.o 4, págs. 45-53.
- GUERRA, R., 2015.** Optimización de procesos industriales. Madrid: McGraw-Hill.
- GUEVARA, Manuel, 2019.** Análisis de costos operativos mediante optimización de voladuras en minería subterránea. *Minería y Desarrollo*. Vol. 14, n.o 1, págs. 33-42.
- HARTMAN, Howard L. y MUTMANSKY, Jan M., 2002.** *SME Mining Engineering Handbook*. Littleton, USA: Society for Mining, Metallurgy, y Exploration.
- HERNÁNDEZ SAMPIERI, Roberto, 2014.** Metodología de la investigación. México: McGraw-Hill.
- HOLMBERG, Roger, 1982.** Design of Tunnel Perimeter Blasting. Stockholm: SveDeFo.
- HOLMBERG, Roger y PERSSON, Per-Anders, 2009.** Rock Blasting and Explosives Engineering. Boca Raton: CRC Press.
- HUDSON, J. A. y HARRISON, J. P., 2005.** Engineering Rock Mechanics. Oxford: Elsevier.
- HUSTRULID, William, 1999.** Blasting Principles for Open Pit Mining. CRC Press.
- HUSTRULID, William; KUCHTA, Mark y MARTIN, Randall, 2010.** Blasting Principles for Open Pit Mining. London: CRC Press.
- HUSTRULID, William A., 2010.** Blasting Principles for Open Pit Mining. Vol. 1. 2.a ed. Boca Raton, Florida: CRC Press.
- JIMENO, Carlos López, 2018.** Manual de perforación y voladura de rocas. Madrid: Aitemin Centro Tecnológico
- JIMENO, Carlos López; JIMENO, Emilio López y CARCEDO, Francisco A., 2017.** Drilling and Blasting of Rocks. London: CRC Press.
- JIMENO, Carlos López; JIMENO, Emilio López y CARCEDO, Francisco Ayala, 2017.** Drilling and Blasting of Rocks. 2.a ed. Boca Raton: CRC Press.
- JIMENO, Carlos López; JIMENO, Emilio López y CARCEDO, Francisco J. Ayala, 1995.** Drilling and Blasting of Rocks. Rotterdam: CRC Press.
- JIMENO, Carlos López; JIMENO, Emilio López y CARCEDO, Francisco Javier Ayala, 1995.** Manual de Perforación y Voladura de Rocas. Madrid: Entorno Gráfico.
- KONYA, Calvin J. y WALTER, Edward J., 1990.** Surface Blast Design. New Jersey: Prentice Hall.
- KONYA, Calvin J. y WALTER, Edward J., 1995.** Rock Blasting and Overbreak Control. Wahington, D.C.: National Highway Institute.
- LANGFORS, Ulf y KIHLSSTRÖM, Bo, 1978.** The Modern Technique of Rock Blasting. New York: John Wiley y Sons.



- LÓPEZ JIMENO, Carlos, 1995.** Manual de perforación de rocas. Madrid: Fundación Gómez Pardo.
- LÓPEZ JIMENO, Carlos, 2003.** Tecnología de Explosivos y Voladuras. Madrid: Fundación Gómez Pardo.
- LÓPEZ JIMENO, Carlos, 2017.** Voladuras en minería subterránea. Madrid: Universidad Politécnica de Madrid.
- LÓPEZ JIMENO, Carlos Ramón, 2004.** Manual de voladuras. Madrid, España: Fundación Gómez Pardo.
- LOSALADJOME, H. y MBOYO, M., 2024.** Assessing the Impact of Surface Blast Design Parameters on Comminution Performance. *Minerals*. Vol. 14, n.o 12, pág. 1226.
- MALLQUI CARHUAMACA, Juan, 2021.** Análisis de datos aplicado a la perforación y voladura en minería subterránea. *Inf. téc. Universidad Continental*.
- MATAMOROS, J. et al., 2021.** Análisis de costos operativos en minería. *Revista Minera*. Vol. 35, págs. 55-63.
- MINISTERIO DE ENERGÍA Y MINAS, 2023.** Anuario Minero 2023. Lima. MINEM.
- MONJEZI, M. y BAHRAMI, A., 2017.** Blasting optimization using statistical analysis. *Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering*. Vol. 9, n.o 4, págs. 723-733.
- MONJEZI, M. y DEGHANI, H., 2011.** Prediction of blast fragmentation using artificial neural networks. *Engineering with Computers*. Vol. 27, n.o 2, págs. 173-181.
- OSORIO, Jorge, 2016.** Gestión de costos en operaciones mineras. Lima: Instituto de Ingenieros de Minas del Perú.
- PÁEZ, J., 2018.** Mecánica de rocas aplicada. Bogotá: Editorial Minera.
- PERSSON, Per-Anders; HOLMBERG, Roger y LEE, Jaimin, 1994.** Rock Blasting and Explosives Engineering. Boca Raton: CRC Press.
- POMASONCCO, Alexander; TRUJILLO, Claudio; ARAUZO, Luis y RAYMUNDO, Carlos, 2019.** Optimized model for pre-cut blasting in underground mining in Peru. En: *International Multi-Conference on Complexity, Informatics and Cybernetics*, págs. 75-80.
- PYTHON SOFTWARE FOUNDATION, 2025.** Python Language Reference, Version 3.13. Wilmington, Delaware: Python Software Foundation. Disponible también desde: python.org. Consultado en mayo de 2026.
- QUIROZ, B., 2019.** Plan de mejora en la producción y avance en perforación y voladura en una empresa minera [Repositorio institucional]. Trabajo de investigación con enfoque cuantitativo y uso de análisis estadístico de datos operativos y costos de perforación y voladura.
- QUIROZ, Luis, 2019.** Optimización del diseño de perforación y voladura en minería subterránea. *Revista del Instituto de Ingenieros de Minas del Perú*. Vol. 25, n.o 2, págs. 45-56.



- RUSTAN, Ragnar, 1998.** Rock Blasting and Explosives Engineering. Boca Raton: CRC Press.
- SALMI, E. F. et al., 2021.** A review of the methods to incorporate geological and geomechanical variability in blasting design. International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences. Vol. 141, pág. 104735.
- SHI, X. y HUANG, D., 2019.** Blast-induced damage control in underground excavations. Rock Mechanics and Rock Engineering. Vol. 52, n.o 9, págs. 3457-3472.
- SINGH, P. K. y ROY, M. P., 2016.** Optimization of blast design parameters for underground mines. International Journal of Mining Science and Technology. Vol. 26, n.o 2, págs. 239-246.
- SOKOLOV, I. V.; SMIRNOV, A. A. y ROZHKOV, A. A., 2019.** Optimization of Explosive Charge Distribution Using Air Decking Technology. Journal of Mining Science. Vol. 55, n.o 2, págs. 210-219.
- UNIVERSIDAD INDUSTRIAL DE SANTANDER, 2013.** Clasificación geomecánica de macizos rocosos. Bucaramanga: UIS.



ANEXOS



Anexo A

Matriz de consistencia

Tabla 21 — Matriz de consistencia de la investigación

Diseño de malla de perforación y voladura para optimizar los costos operativos en labor virgen de chapi, Galería 1017 SW-Nivel 3827 unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba 2025					
Problema	Objetivos	Hipótesis	Variables	Indicadores	Metodología
Problema general	Objetivo general	Hipótesis general	Variable independiente Diseño de la malla de perforación y voladura	• Numero de taladros, burden y espaciamiento • Costo por metro lineal (S./m) • Avance lineal por disparo (m/disparo).	Tipo de investigación: Aplicada Nivel: Explicativo Diseño: Experimental Método: Cuantitativo Técnicas: Observación directa Instrumentos: Fichas técnicas, registros de campo
¿Cómo el diseño de la malla de perforación y voladura influye en la optimización de los costos operativos en la Labor Vir-gen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, duran-te el año 2025?	Diseñar la malla de perforación y voladura para optimizar los cos-tos operativos en la Labor Virgen de Chapi, Galería 1017 SW – Nivel 3827, Unidad Minera Antak'uychi Vilcabamba, duran-te el año 2025.	El diseño de una malla de perforación y voladura optimizada permitirá reducir los costos operativos por metro lineal de avance en al menos un 15 % en comparación con el diseño convencional.			
Problemas específicos	Objetivos específicos	Hipótesis específicas	Variable dependiente Optimización de costos operativos	• Costo por metro lineal (S./m). • Factor de carga (kg/m³). • Factor de potencia (kg/tn). • Consumo específico (kg/m³, kg/t). • Parámetros de carguío de explosivos (m³)	• Análisis comparativo. • Medición en campo. • Procesamiento esta-dístico. • Análisis de costos. • Comparación antes/-después. • Cálculo técnico. • Validación estadística.
• ¿Cómo el diseño de la malla influye en el avance lineal por disparo? • ¿Cómo el diseño de la malla reduce el costo de avance lineal? • ¿Cómo la determinación del factor de carga y potencia influye en el consumo de explosivos?	• Optimizar el avance lineal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura. • Reducir el costo de avance li-neal mediante el diseño de la malla de perforación y voladura. • Determinar el factor de carga y el factor de potencia a partir del diseño de la malla de perforación y voladura.	• El diseño optimizado de la malla incrementará el avance lineal por disparo en al menos un 10 %. • El diseño optimizado reducirá el costo de avance lineal por metro en al menos un 15 %. • La determinación del factor de carga y potencia permitirá reducir el consumo específico de explosivos a valores entre 0.80 y 1.10 kg/m³.			

Anexo B

Panel fotográfico



Figura 16 — Ingreso a la mina Virgen de Chapi.



Figura 17 — Equipo de perforación



Figura 18 — Instalación de carga explosiva



Figura 19 — Preparación de la voladura



Figura 20 — Frente de perforación con taladros cargados



Figura 21 — Inspección del macizo rocoso en el interior de la mina



Figura 22 — Operación de perforación en el frente de avance



Figura 23 — Carguío de material con equipo pesado



Figura 24 — Medición de orientación con brújula minera



Figura 25 — Personal ingresando a labor subterránea



Figura 26 — Preparación de carga explosiva en el frente de trabajo



Figura 27 — Personal en zona de operaciones con equipo pesado



Figura 28 — Monitoreo de condiciones en el interior de la mina



Figura 29 — Estación total utilizada para el levantamiento topográfico



Figura 30 — Medición de gases en el interior de la mina



Figura 31 — Sistema de ventilación en la bocamina



Figura 32 — Levantamiento topográfico con equipo láser en el interior de la mina



Figura 33 — Personal operativo en superficie minera



Figura 34 — Selección manual de material mineralizado

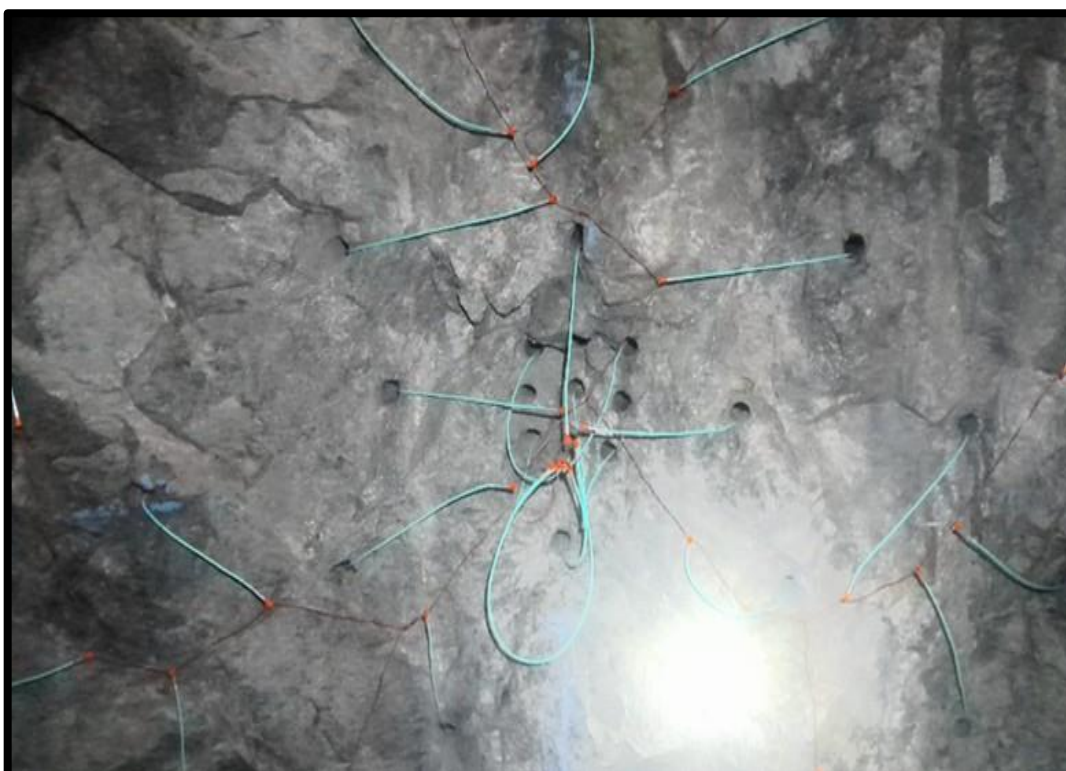


Figura 35 — Distribución de taladros para voladura

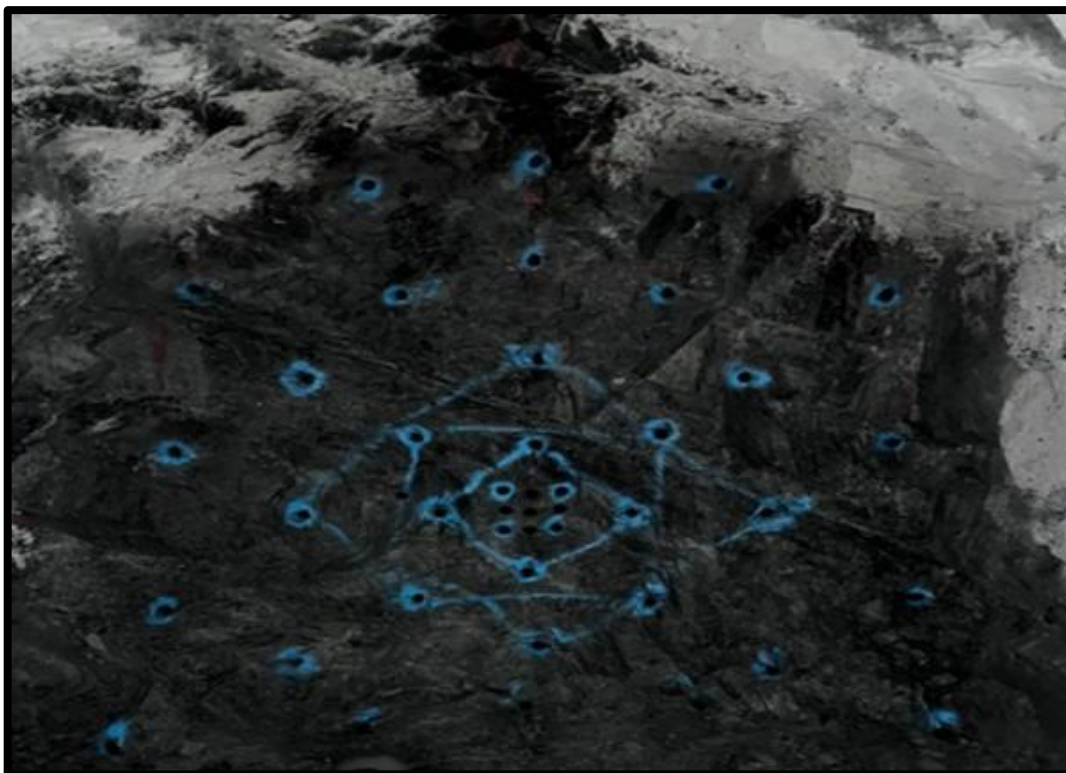


Figura 36 — Distribución de taladros en el frente de voladura

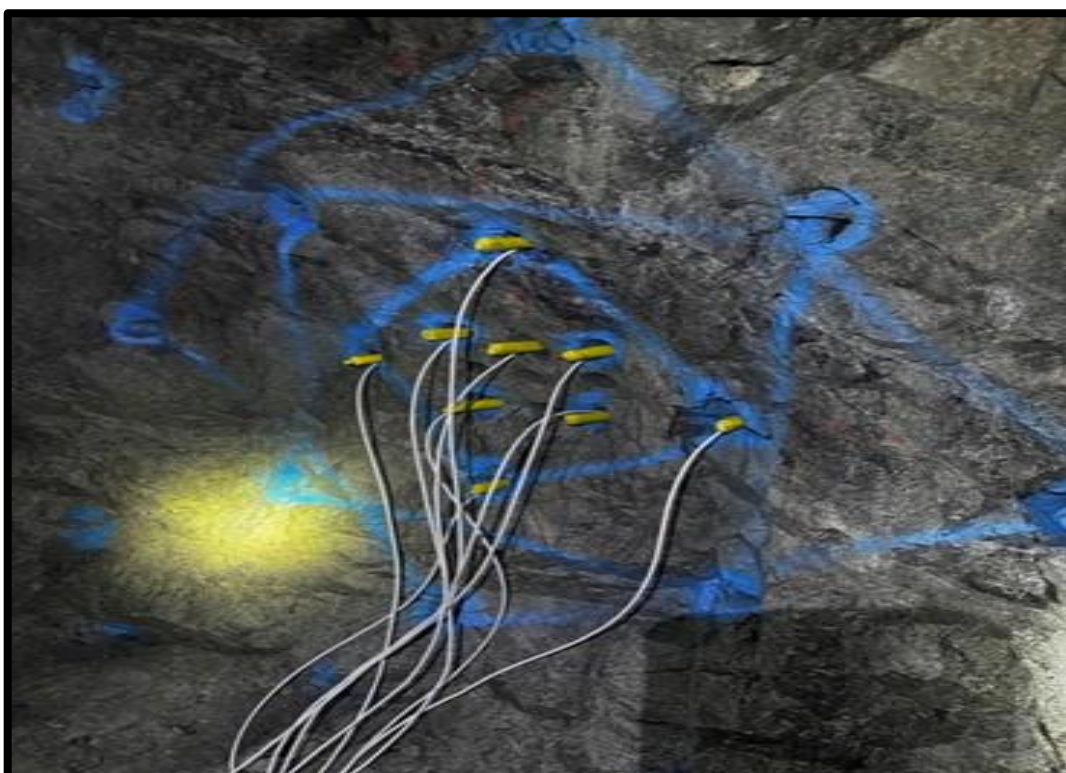


Figura 37 — Preparación de carga explosiva con detonadores



Figura 38 — Personal operativo de la unidad minera

Anexo C

Planos

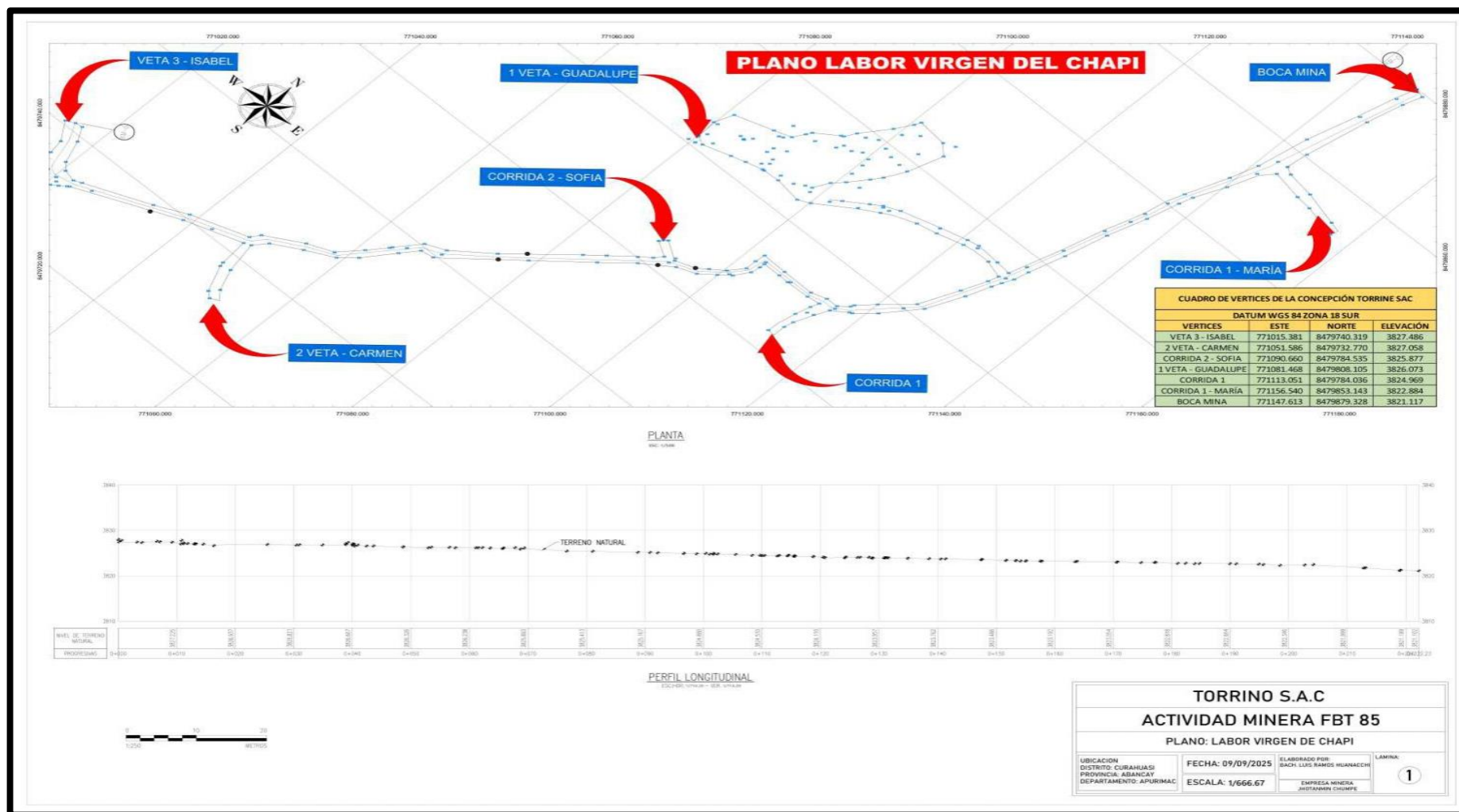


Figura 39 — Plano planta y perfil longitudinal de la Unidad Minera