

FACULTAD DE INGENIERÍA

Escuela Académico Profesional de Ingeniería de Minas

Tesis

**Influencia de la mejora del diseño
de la malla de perforación y
voladura sobre el costo unitario de
sostenimiento, la Unidad Minera
Alpayana**

Kevin Jeanpol Peña Poma

Para optar el Título Profesional de
Ingeniero de Minas

Huancayo, 2025

Repositorio Institucional Continental
Tesis digital



Esta obra está bajo una Licencia "Creative Commons Atribución 4.0 Internacional" .

INFORME DE CONFORMIDAD DE ORIGINALIDAD DE TRABAJO DE INVESTIGACIÓN

A : Decano de la Facultad de Ingeniería
DE : Nelida Tantavilca Martinez
Asesor de trabajo de investigación
ASUNTO : Remito resultado de evaluación de originalidad de trabajo de investigación
FECHA : 2 de diciembre de 2025

Con sumo agrado me dirijo a vuestro despacho para informar que, en mi condición de asesor del trabajo de investigación:

Título:

Influencia de la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento, la Unidad Minera Alpayana

Autores:

1. Kevin Jeanpol Peña Poma – Carrera profesional Ingeniería de Minas

Se procedió con la carga del documento a la plataforma "Turnitin" y se realizó la verificación completa de las coincidencias resaltadas por el software dando por resultado 16 % de similitud sin encontrarse hallazgos relacionados a plagio. Se utilizaron los siguientes filtros:

- | | | | | |
|--|----|-------------------------------------|----|-------------------------------------|
| • Filtro de exclusión de bibliografía | SI | <input checked="" type="checkbox"/> | NO | <input type="checkbox"/> |
| • Filtro de exclusión de grupos de palabras menores
Nº de palabras excluidas (en caso de elegir "SI"): | SI | <input type="checkbox"/> | NO | <input checked="" type="checkbox"/> |
| • Exclusión de fuente por trabajo anterior del mismo estudiante | SI | <input type="checkbox"/> | NO | <input checked="" type="checkbox"/> |

En consecuencia, se determina que el trabajo de investigación constituye un documento original al presentar similitud de otros autores (citas) por debajo del porcentaje establecido por la Universidad Continental.

Recae toda responsabilidad del contenido del trabajo de investigación sobre el autor y asesor, en concordancia a los principios expresados en el Reglamento del Registro Nacional de Trabajos conducentes a Grados y Títulos – RENATI y en la normativa de la Universidad Continental.

Atentamente,

**La firma del asesor obra en el archivo original
(No se muestra en este documento por estar expuesto a publicación)**

RESUMEN

La presente investigación tuvo por objetivo determinar la influencia de la mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza de la Unidad Minera Alpayana. El trabajo utilizó un diseño comparativo no experimental y un muestreo por conveniencia en el subnivel seleccionado, con recolección de datos operativos de consumo de malla, pernos, resina y cemcom durante los meses analizados. Se aplicaron análisis descriptivos, indicadores por metro de avance y pruebas de normalidad para seleccionar pruebas estadísticas apropiadas, y se planteó la comparación entre el diseño convencional y la propuesta de mejora para evidenciar efectos técnicos y económicos.

Los resultados principales muestran que el costo unitario de sostenimiento pasó de S/. 1335.24 por metro en mayo a S/. 955.91 por metro en junio, lo que representa una reducción aproximada del 18% en el período analizado; asimismo, el porcentaje de deterioro de malla descendió de 50% a 25%, y el consumo de rollos por metro se redujo de 0.50 a 0.37 rollos/m. Estos indicadores sugieren que el rediseño de malla y ajustes operativos tuvieron un efecto favorable sobre la demanda de materiales y sobre el costo por metro avanzado; sin embargo, el deterioro sigue siendo alto y requiere medidas complementarias.

En términos metodológicos y estadísticos, el estudio trabajó con estadísticas descriptivas y propuso indicadores (KPIs) como % deterioro de malla, rollos por metro, pernos por metro y costo unitario por metro para seguimiento; no obstante, el documento presenta mayormente evidencia descriptiva por periodos cortos, por ello se recomienda incorporar análisis inferenciales (pendiente, R^2 en modelos de regresión y p-valores) en etapas posteriores para robustecer la relación causal entre rediseño y ahorro.

Palabras clave: diseño de malla, voladura subterránea, sostenimiento, costo unitario, KPIs.

ABSTRACT

This research aimed to determine the influence of an improved drilling-and-blasting mesh design on the unit support cost at sublevel 994 NE, Level 19, Esperanza vein of the Alpayana Mining Unit. The study used a comparative non-experimental design and a convenience sample focused on the selected sublevel, collecting operational data on mesh, bolts, resin and cement consumption during the analyzed months. Descriptive analyses, per-meter indicators and normality tests were applied to select suitable statistical methods, and a comparison between the conventional design and the proposed improved design was developed to show technical and economic effects.

Key results indicate that the unit support cost decreased from S/. 1335.24/m in May to S/. 955.91/m in June, an approximate 18% reduction; mesh deterioration fell from 50% to 25%, and rolls per meter dropped from 0.5 to 0.37 rolls/m. These metrics suggest the mesh redesign and operational adjustments had a positive impact on material demand and per-meter cost; nonetheless, deterioration levels remain high and require complementary actions.

Methodologically, the thesis presents mainly descriptive evidence and proposes KPIs such as % mesh deterioration, rolls/m, bolts/m and unit cost per meter for monitoring; it is recommended that future work adds inferential statistics (slope estimates, R^2 for regression models and p-values) to strengthen causal claims between redesign and cost savings.

Keywords: mesh design, underground blasting, ground support, unit cost, KPIs.

ÍNDICE

RESUMEN	iv
ABSTRACT	v
ÍNDICE.....	vi
ÍNDICE DE FIGURAS	ix
ÍNDICE DE TABLAS	x
INTRODUCCIÓN.....	xi
CAPÍTULO I PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO	13
1.1. Planteamiento y formulación del problema.....	13
1.2. Formulación del problema.....	14
1.2.1. Problema general	14
1.2.2. Problemas específicos.....	15
1.3. Objetivos	15
1.3.1. Objetivo general.....	15
1.3.2. Objetivos específicos	15
1.4. Justificación e importancia	15
1.4.1. Justificación teórica	15
1.4.2. Justificación social.....	16
1.4.3. Justificación metodológica	16
1.4.4. Importancia de la investigación	16
1.5. Delimitación del proyecto	16
1.6. Hipótesis y variables.....	17
1.6.1. Hipótesis	17
1.6.1.1. Hipótesis general	17
1.6.1.2. Hipótesis específicas.....	17
1.6.2. Variables	17
1.6.3. Operacionalización de variables	18
CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO.....	19
2.1. Antecedentes de la investigación.....	19
2.1.1. Antecedentes internacionales.....	19
2.1.2. Antecedentes nacionales	20
2.2. Bases teóricas	21
2.2.1. Proceso de perforación y voladura en minería subterránea	21
2.2.2. Diseño de malla de perforación y voladura en minería subterránea	22

2.2.2.1.	Parámetros de la malla de perforación y voladura.....	22
2.2.2.2.	Calidad de la roca	23
2.2.3.	Costo unitario de sostenimiento.....	23
2.2.3.1.	Costo de instalación de malla electrosoldada	24
2.2.3.2.	Costo de insumos de sostenimiento	24
CAPÍTULO III		26
METODOLOGÍA.....		26
3.1.	Método, tipo o alcance de la investigación.....	26
3.1.1.	Método de investigación.....	26
3.1.2.	Tipo de investigación.....	26
3.1.3.	Diseño de investigación.....	26
3.1.4.	Nivel o alcance	27
3.2.	Materiales y métodos.....	27
3.2.1.	Materiales	27
3.2.1.1.	Población	27
3.2.1.2.	Muestra	28
3.2.2.	Métodos	28
3.2.2.1.	Para recolectar datos	28
A. Técnicas		28
3.2.2.2.	Para analizar información	28
3.2.2.3.	Procedimiento	29
CAPÍTULO IV ANALISIS DE RESULTADOS.....		30
4.1.	Descripción del subnivel 994 NE Veta Esperanza nivel 19.....	30
4.1.1.	Evaluación geomecánica del subnivel 994 NE Veta Esperanza nivel 19.....	30
4.1.2.	Malla de perforación y voladura usada anteriormente en tipo de roca con RMR (40 – 60) 32	
4.1.3.	Resultados obtenidos de la malla de perforación y voladura anterior para roca RMR (40 – 60).....	33
4.1.4.	Diseño de la nueva malla de perforación y voladura para una roca con RMR (40 – 60) 33	
4.1.5.	Resumen de los cálculos matemáticos de R. Holmberg para el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para una roca con RMR 40 – 60	34
4.2.	Introducción de la muestra	36
4.2.1.	Contexto de la toma de muestras	37
4.2.2.	Descripción de los parámetros principales	38
4.2.3.	Importancia del análisis en sostenimiento	38
4.3.	Análisis de la malla electrosoldada	39

4.3.1.	Análisis de la muestra marzo	39
4.3.2.	Análisis de la muestra abril.....	40
4.3.3.	Comparativa de análisis marzo – abril.....	40
4.3.4.	Porcentaje de deterioro y m ² afectados	41
4.4.	Evaluación de pernos, resinas y cemcom	42
4.4.1.	Evaluación en el mes de marzo.....	42
4.4.2.	Evaluación en el mes de abril	43
4.4.3.	Comparativa de pernos, resinas y cemcom entre meses	43
4.4.4.	Relación de consumo por metro de avance.....	44
4.5.	Impacto económico del sostenimiento	44
4.5.1.	Costos asociados al consumo de malla	45
4.5.2.	Costos asociados al consumo de pernos y resinas	45
4.5.3.	Comparativa consolidada de costos marzo – abril.....	46
4.5.4.	Identificación de sobrecostos por deterioro	47
4.6.	Análítica práctica de resultados.....	48
4.6.1.	Relación entre diseño de voladura y deterioro de malla electrosoldada	48
4.6.2.	Efecto de la sobrerotura en el incremento de costos.....	49
4.6.3.	Influencia de la mejora del diseño de malla de perforación y voladura	49
4.6.4.	Beneficios esperados de aplicar el nuevo diseño de malla	50
4.7.	Propuesta de indicadores prácticos (KPIs de control)	51
4.7.1.	% de deterioro de malla electrosoldada aplicando el nuevo diseño de malla	51
4.7.2.	Rollos de malla por metro de avance.....	52
4.7.3.	Pernos y resina por metro de avance	52
4.7.4.	Costo unitario de sostenimiento por metro	53
CONCLUSIONES.....		54
RECOMENDACIONES		55
DISCUSIONES		56
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS		57

ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1. Daños en malla electrosoldada y distribución inadecuada de taladros	14
Figura 2. Plano longitudinal de la zona.....	30
Figura 3. Cartilla geomecanica - Unidad Minera Alpayana.....	31
Figura 4. Diseño de malla de perforación y voladura - situación actual	32
Figura 5. Nuevo diseño de malla de perforación.....	35
Figura 6. Distribución de los explosivos dentro de los taladros.....	36
Figura 7. Costos de sostenimiento - mes.....	45
Figura 8. % de deterioro de malla electrosoldada	46
Figura 9. Costos de marzo – abril	47
Figura 10. Voladura previo mejoramiento.....	50
Figura 11. Voladura post mejoramiento	50

ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1. Operacionalización de variables.....	18
Tabla 2. Parámetros geomecanico	31
Tabla 3. Cantidad de taladros y explosivo.....	32
Tabla 4. Resultados de malla perforación y voladura anterior	33
Tabla 5. Parámetros de perforación.....	33
Tabla 6. Parámetros nuevos para el diseño de malla de perforación.....	34
Tabla 7. Distribución de explosivos y la cantidad a utilizar.....	35
Tabla 8. Tabla de parámetros básicos.....	38
Tabla 9. Comparación de los meses marzo y abril	41
Tabla 10. Comparativa del uso de pernos, resina y cemcom.....	43
Tabla 11. Costos asociados al consumo de malla electrosoldada.....	45
Tabla 12. Consumo y costo de pernos y resina	46
Tabla 13. Comparativa de costos.....	47
Tabla 14. Sobrecosto por deterioro	47
Tabla 15. Voladura y deterioro de malla.....	48
Tabla 16. Efecto económico de sobrerotura	49
Tabla 17. Ahorro en el diseño de malla	49
Tabla 18. % de deterioro	51
Tabla 19. Malla por metro de avance	52
Tabla 20. Pernos y resina por metro	52
Tabla 21. Costo unitario por sostenimiento.....	53

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea continúa siendo un pilar fundamental en la economía peruana, no solo por su capacidad de generar empleo y dinamizar industrias conexas, sino también por su contribución sostenida al crecimiento de las exportaciones minerales. No obstante, enfrenta desafíos técnicos persistentes entre los cuales destaca la gestión adecuada del diseño de la malla de perforación y voladura. Este aspecto técnico incide no solo en la fragmentación de la roca sino también en los costos operativos, la seguridad estructural de las labores y la eficiencia general del proceso extractivo (1). En la Unidad Minera Alpayana, la ausencia de ajustes sistemáticos en dicho diseño ha generado sobrecostos considerables en los procesos de sostenimiento evidenciados en el uso excesivo de materiales como mallas, pernos y concreto lanzado, así como en una notable reducción de la productividad.

A nivel internacional, estudios recientes han demostrado que la incorporación de modelos predictivos y técnicas de optimización cognitiva en el diseño de mallas puede reducir los costos posteriores a la voladura hasta en un 18 % además de disminuir las fallas estructurales del macizo rocoso en un 21 % (2). Asimismo, la necesidad de adaptar el patrón de perforación a las condiciones geomecánicas del entorno lo que permite mejoras sustanciales tanto en la eficiencia de la fragmentación como en las labores de sostenimiento (3). Estos avances reflejan el potencial de los rediseños técnicos no solo como herramientas operativas sino también como catalizadores de una transformación económica en la minería subterránea contemporánea. Sin embargo, en contextos como el peruano y particularmente en Alpayana persiste el uso de diseños convencionales lo que revela una brecha significativa entre la innovación teórica y su aplicación en campo.

Por tanto, el objetivo de la presente investigación es determinar la influencia de la mejora en el diseño de malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana. Su relevancia radica en vincular decisiones técnicas de voladura con los costos de sostenimiento, una relación poco estudiada. A diferencia de estudios centrados en productividad o fragmentación, este trabajo busca evidenciar el impacto económico de un rediseño optimizado especialmente en un contexto de transformación tecnológica en la minería. Además, sus resultados podrían aplicarse a otros yacimientos con condiciones geomecánicas similares.

El documento se estructura en cinco capítulos principales. El capítulo I, presenta el planteamiento del estudio, abordando el problema de investigación, los objetivos generales y específicos, así como la justificación, importancia, delimitación y, según corresponda, las hipótesis y variables. El capítulo II, desarrolla el marco teórico, incluyendo antecedentes nacionales e internacionales y las bases teóricas sustentadas en fuentes primarias y secundarias

relacionadas con el tema. En el Capítulo III, se detalla la metodología empleada, especificando el tipo de investigación, el enfoque ingenieril, los métodos utilizados, la población, muestra, técnicas de recolección y procesamiento de datos. El capítulo IV, abarca los aspectos administrativos del estudio, presentando el presupuesto necesario y el cronograma de actividades planificadas. Finalmente, se incluyen las referencias bibliográficas según la norma ISO 690-2 y los anexos que complementan la investigación, como instrumentos de recolección, matrices, planos y otros elementos técnicos relevantes.

CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL ESTUDIO

1.1. Planteamiento y formulación del problema

La importancia del diseño de la malla de perforación y voladura radica en su impacto directo sobre el costo y la seguridad de las operaciones mineras subterráneas. Un diseño deficiente puede provocar sobre excavaciones, incremento en el consumo de sostenimiento, inestabilidad en las labores y en consecuencia mayores costos operativos (1). Esta dificultad técnica se acentúa especialmente en complejos mineros donde no se realiza una revisión constante del desempeño de los patrones de perforación en relación con los resultados efectivamente obtenidos en campo (3).

En el ámbito global, las iniciativas orientadas a optimizar la eficacia de los procedimientos de voladura han progresado significativamente gracias a la incorporación de tecnologías predictivas y algoritmos cognitivos. La implementación de esquemas inteligentes ha permitido mitigar los costos adicionales en un 12%, afinar la exactitud en la disposición de tramas perforantes en un 15% y reducir en un 18% la demanda de sostenimiento tras los disparos. Igualmente, estas soluciones han posibilitado una disminución del 21% en la probabilidad de desestabilización del macizo marcando un hito relevante en la protección del entorno extractivo (2). Sin embargo, en escenarios como el de la Unidad Minera Alpayana, donde aún se aplican diseños convencionales en las mallas de perforación y voladura se generan sobrecostos considerables en sostenimiento

En el contexto nacional, la minería subterránea representa un pilar fundamental de la economía, aunque aún enfrenta desafíos técnicos relacionados con la efectividad de las etapas de perforación y voladura. La implementación de modelos matemáticos para optimizar estos procesos ha permitido mejorar la configuración de los esquemas de perforación, logrando impactos positivos en el rendimiento operativo. La incorporación de soluciones técnicas innovadoras ha generado una reducción del 18.87% en el gasto por disparo equivalente a un ahorro mensual de S/ 49,140 además de un incremento del 19.4% en el desempeño de las labores dentro del área intervenida (4). Este panorama evidencia que, si bien se han logrado avances importantes aún existe un amplio margen de mejora en la relación entre el diseño de voladura y los costos posteriores, especialmente en sostenimiento.

En la Unidad Minera Alpayana se han identificado diversos problemas que ocasionan daños a la malla de perforación y voladura. Uno de los principales es la mala distribución de los taladros. En algunas ocasiones, los operadores debido a la premura los ubican incorrectamente colocándolos demasiado cerca de la malla lo que provoca su rotura. Esta práctica inadecuada

no solo daña la malla, sino que también genera sobre roturas en la corona y los hastiales lo que obliga a instalar más mallas para garantizar la estabilidad del frente de trabajo.

Además, el tipo de explosivo utilizado, Emulnor 5000, se caracteriza por su alta densidad, elevada potencia y gran poder rompedor. No obstante, la roca presente en la zona posee una dureza intermedia por lo que el uso de este explosivo resulta excesivo provocando mayores daños a la malla electrosoldada. Este efecto se agrava con los accesorios fanales MS, que expulsan el material fragmentado con gran energía aumentando su impacto sobre la malla. Por otro lado, la instalación manual de la malla, en lugar de mecanizada, genera errores como falta de adherencia o espacios abiertos lo que puede comprometer su estabilidad y durabilidad. Asimismo, cuando la voladura genera bloques irregulares se instalan pernos a 1.4 x 1 m. Si quedan bloques sueltos, se requieren pernos adicionales lo que conlleva un mayor consumo de elementos de sostenimiento y un incremento en los costos operativos. Estos daños pueden apreciarse en la figura 1.

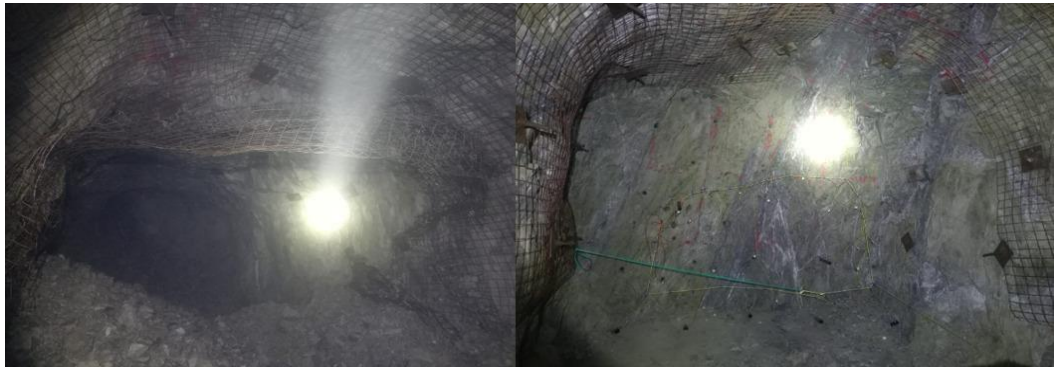


Figura 1. *Daños en malla electrosoldada y distribución inadecuada de taladros*

Por ello, esta indagación tiene como propósito determinar la influencia de la mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, de la Unidad Minera Alpayana. A través de un análisis situacional comparativo entre el diseño convencional y la propuesta optimizada, se busca evidenciar cómo ajustes técnicos pueden incidir directamente en la reducción de costos relacionados con el sostenimiento generando así un aporte práctico y aplicable para la mejora de la eficiencia en operaciones subterráneas similares.

1.2. Formulación del problema

1.2.1. Problema general

1. ¿De qué manera influye la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿De qué manera influye la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción sobre el costo de instalación de malla electrosoldada en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana?
- ¿De qué manera influye la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción sobre el costo de insumos de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana?

1.3. Objetivos

1.3.1. Objetivo general

□ Determinar la influencia de la mejora en el diseño de malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.

1.3.2. Objetivos específicos

- Determinar la influencia de la mejora en el diseño de malla de perforación y voladura sobre el costo de instalación de malla electrosoldada en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.
- Determinar la influencia de la mejora en el diseño de malla de perforación y voladura sobre los costos de insumos de sostenimiento en el subnivel 994 NE, nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.

1.4. Justificación e importancia

1.4.1. Justificación teórica

La literatura especializada en voladura subterránea ha demostrado consistentemente que el diseño técnico de la malla de perforación es un factor crítico para el control de la fragmentación, la estabilidad del macizo rocoso y la eficiencia de las operaciones de sostenimiento. Sin embargo, gran parte de los estudios se han centrado en la optimización del disparo desde una perspectiva de productividad y fragmentación dejando relativamente poco explorada la conexión cuantitativa entre el diseño de la malla y el costo unitario específico del sostenimiento posterior. En este sentido, el presente estudio no solo refuerza la importancia del diseño de voladura como herramienta de control operacional, sino que amplía su alcance hacia una visión más integral donde se articulan las decisiones de diseño con resultados económicos concretos generando conocimiento aplicable para operaciones subterráneas similares que enfrentan condiciones geomecánicas comparables.

1.4.2. Justificación social

Al optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura, no solo se busca reducir costos sino también mejorar las condiciones de estabilidad del terreno lo que contribuye a un ambiente de trabajo más seguro, estable y predecible. Además, al reducir el uso innecesario de materiales de sostenimiento, se promueve una gestión más responsable de los recursos y una menor generación de residuos constructivos lo cual aporta a los principios de sostenibilidad ambiental. Estos beneficios indirectos se traducen en operaciones más sostenibles y eficientes, lo que fortalece la continuidad laboral y el desarrollo de las comunidades asociadas a la actividad minera.

1.4.3. Justificación metodológica

El enfoque experimental de la investigación, basado en el método científico, garantiza la fiabilidad y validez de los resultados obtenidos. La utilización de una ficha de recolección de datos estructurada permitirá recopilar información precisa y objetiva sobre la influencia del diseño de la malla de perforación y voladura en los costos de sostenimiento. Este diseño metodológico riguroso asegura la reproducibilidad de los hallazgos y la posibilidad de validar las hipótesis planteadas.

1.4.4. Importancia de la investigación

La presente investigación reviste gran importancia al abordar una problemática operativa crítica en minería subterránea relacionada con el sobre costo en sostenimiento generado por un diseño convencional e ineficiente de la malla de perforación y voladura. Su desarrollo busca demostrar cómo ajustes técnicos en el diseño de voladura pueden incidir directamente en la reducción del costo unitario de sostenimiento generando beneficios económicos sin comprometer la estabilidad del macizo ni la seguridad operativa. Al mismo tiempo, la investigación aporta valor académico al cubrir un vacío poco explorado en la literatura minera respecto a la relación cuantificable entre voladura y sostenimiento ofreciendo evidencia técnica basada en un caso real en la Unidad Minera Alpayana con potencial de replicabilidad en contextos similares.

1.5. Delimitación del proyecto

El presente estudio se delimita geográficamente a la Unidad Minera Alpayana, específicamente en el subnivel 994 NE del nivel 19 correspondiente a la veta Esperanza. Temporalmente, la investigación abarca el análisis de datos operativos recogidos entre los meses de enero y abril del año 2025. En cuanto al alcance técnico, se enfoca en evaluar la influencia de la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de

sostenimiento, considerando únicamente labores de avance en minería subterránea bajo el método de explotación convencional.

1.6. Hipótesis y variables

1.6.1. Hipótesis

1.6.1.1. Hipótesis general

La mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la reducción del costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.

1.6.1.2. Hipótesis específicas

- La mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la reducción del costo de instalación de malla electrosoldada en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.
- La mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la reducción del costo de insumos de sostenimiento en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, Unidad Minera Alpayana.

1.6.2. Variables

a) Variable independiente: Diseño de malla de perforación y voladura

Es la planificación estratégica del patrón de perforación y distribución de explosivos con el objetivo de fragmentar eficientemente la roca en la minería subterránea, el diseño de la malla se ajusta para asegurar que la roca se fragmente de manera adecuada, permitiendo un proceso de extracción más efectivo y económico (5).

b) Variable dependiente: Costo unitario de sostenimiento

Se refiere al costo total incurrido para mantener o asegurar una labor minera subterránea, dividido por la cantidad de unidades producidas o la longitud de la labor (6).

1.6.3. Operacionalización de variables

Tabla 1. Operacionalización de variables

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Metodología
General: ¿De qué manera influye la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción del costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, ¿Unidad Minera Alpayana?	General: Determinar la influencia de la mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE.	General: La mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la reducción del costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE.	Independiente (X): Diseño de malla de perforación y voladura.	X1: Parámetros de la malla.	- Diámetro de perforación (mm). - N° de taladros. - Dimensiones de la labor (m). - Longitud y orientación de perforación.	Tipo: Aplicada. Nivel: Explicativo.
				X2: Calidad de la roca.	- Burden y espaciamiento. - Explosivos (kg/m, kg/t). - Calidad de roca (RQD, RMR, GSI).	Método: Científico. Diseño: Experimental comparativo.
Específicos: 1. ¿Cómo influye el rediseño de la malla en el costo de instalación de malla electrosoldada? 2. ¿Cómo influye en el costo de insumos de sostenimiento?	Específicos: 1. Determinar la influencia en el costo de instalación de malla electrosoldada. 2. Determinar la influencia en los costos de insumos de sostenimiento.	Específicos: 1. El rediseño influye significativamente en la reducción del costo de instalación de malla electrosoldada. 2. El rediseño influye significativamente en la reducción del costo de insumos de sostenimiento.	Dependiente (Y): Costo unitario de sostenimiento.	X1: Parámetros de la malla. X2: Calidad de la roca.	- Costo unitario malla (S/).	Técnica: Observación directa.

CAPÍTULO II: MARCO TEÓRICO

2.1. Antecedentes de la investigación

2.1.1. Antecedentes internacionales

En el año 2020, Shoormasti et al., publicaron un artículo científico titulado “Predicción y minimización del coste de voladuras en minas de piedra caliza mediante una combinación de programación de expresión genética y optimización de enjambre de partículas”. El objetivo principal del estudio fue desarrollar un modelo para predecir y optimizar el costo de voladura en minas de caliza mediante una combinación de programación genética (GEP) y optimización por enjambre de partículas (PSO), tomando como base datos recolectados de seis minas en Irán. La investigación adoptó un enfoque cuantitativo, de diseño no experimental y explicativo, usando una base de datos de 146 registros de voladuras. Se emplearon modelos estadísticos como regresión lineal múltiple (LMR), regresión no lineal (NLMR) y GEP, complementados con un análisis de sensibilidad y optimización mediante PSO. Los parámetros evaluados incluyeron ANFO, diámetro y longitud de perforación, número de taladros, carga específica, dureza, resistencia a la compresión, burden y espaciamiento. Los resultados mostraron que el modelo GEP tuvo el mejor desempeño predictivo con un coeficiente de correlación $R^2=0.933$, un error cuadrático medio (RMSE) de 1088 y un índice de precisión α_{10} de 0.793. El análisis de sensibilidad reveló que el espaciamiento tuvo el mayor impacto en el costo de voladura, mientras que el ANFO fue el de menor influencia. Finalmente, el modelo PSO permitió reducir el costo de voladura de 7157 a 6072 Rials/ton, logrando una reducción del 15.2%, con control eficiente de efectos adversos como la fragmentación, el fly rock y el back break (7).

En el año 2024, Bennett et al., llevaron a cabo una investigación centrada en los problemas de perforación y voladura ineficientes en minería subterránea de roca dura en el norte de Tanzania, publicada como artículo científico titulado “Causas y consecuencias de la perforación y voladura ineficientes en los rumbos de desarrollo minero: un estudio de caso de operaciones de extracción de oro de roca dura en el norte de Tanzania” en *el Tanzania Journal of Engineering and Technology*. El estudio tuvo como objetivo analizar las causas y consecuencias del sobreexcavado en los desarrollos mineros de las minas Tulawaka y Geita, proponiendo nuevos diseños de perforación y voladura para mejorar el avance por corte, reducir costos y aumentar la eficiencia operativa. Se utilizó un enfoque cuantitativo, diseño no experimental y alcance explicativo, se emplearon mediciones directas en campo y análisis de datos secundarios, abarcando múltiples frentes de galería en ambas minas. Los resultados mostraron que en Tulawaka se producía un sobreexcavado promedio del 24% por cada 22

metros de avance, con un factor de carga real superior al diseño (3.94 kg/m^3 frente a 3.8 kg/m^3), lo que generaba un costo adicional de \$45 por corte. Asimismo, se observó que en la mina Geita los frentes más grandes presentaban mayores desviaciones respecto al avance planificado, sobre todo al utilizar múltiples cortes. El estudio propuso diseños optimizados con 12 perforaciones menos por frente y 25 kg menos de ANFO por corte, lo que contribuiría a reducir significativamente los costos al disminuir el consumo de explosivos y reducir el tiempo y los recursos requeridos para perforación, carga y sostenimiento del túnel. Esta optimización también redujo el volumen de material sobreexcavado, lo que a su vez bajó los costos de acarreo y limpieza en aproximadamente \$358.80 por cada 22.3 m de avance. Además, se señaló la necesidad de considerar factores geológicos y geotécnicos en futuras investigaciones (8).

2.1.2. Antecedentes nacionales

En el año 2022, Llacahuaman y Ordoñez, presentaron una tesis titulada "Diseño de malla de perforación y voladura y su influencia en la reducción de costos en el nivel 1250 Unidad Minera Andaychagua - Contrata Minera IESA S.A." cuyo objetivo general fue determinar cómo el diseño de la malla de perforación y voladura impacta en la disminución de costos en el nivel 1250 de dicha unidad minera. El estudio, de tipo aplicado, descriptivo y prospectivo, utilizó técnicas como la observación directa y análisis de reportes de costos, tomando como muestra el nivel 1250 de la unidad minera Andaychagua. Los autores evaluaron parámetros técnicos del diseño de la malla, calidad de la roca (medida con RQD y RMR), y costos unitarios antes y después de implementar un nuevo diseño de malla, logrando una reducción en costos unitarios de perforación y voladura del 14% aproximadamente, con mejoras en la eficiencia de los taladros y reducción en la cantidad y costo de explosivos usados. Se observó un ahorro en costos anuales de aproximadamente 8,125 dólares, y un coeficiente de correlación de Pearson de $r=0.96$, evidenciando una alta correlación entre el diseño de malla y la reducción de costos. Se concluyó que un diseño adecuado de malla permite optimizar recursos, mejorar la eficiencia operacional y seguridad, recomendándose la aplicación de este diseño y su adaptación a otras áreas mineras similares (9).

En el año 2024, Huachaca y Motta, presentan en su tesis "Nuevo diseño de malla de perforación y voladura para reducir costos en la U.E.A. Valeria - Unidad minera Anama - *Compañía minera Anabí S.A.C.*" una investigación cuyo objetivo general fue desarrollar un diseño optimizado de malla de perforación y voladura con el fin de disminuir los costos operativos en la Unidad Minera Anama, específicamente en el área de la U.E.A. Valeria. El estudio adopta un enfoque cuantitativo con un diseño descriptivo-aplicativo, en el que se aplicaron métodos técnicos y matemáticos para el rediseño de los parámetros de perforación y voladura. Se evaluaron variables relacionadas con el macizo rocoso, la resistencia del material,

características de los explosivos y parámetros geométricos de la malla, utilizando análisis estadísticos y simulaciones. La muestra de análisis consistió en datos operativos y mediciones reales obtenidas en la mina, complementadas con modelos matemáticos para el diseño de la malla y la optimización de la carga explosiva. Los resultados mostraron que el nuevo diseño propuesto permitió una reducción significativa en los costos operativos, con un ahorro total estimado en \$3071, además de una mejora en la granulometría de la fragmentación, lo que sugiere una extracción y procesamiento mineral más eficiente. Los costos unitarios de perforación y voladura disminuyeron, gracias a la optimización de parámetros como el burden, espaciamiento y carga explosiva, sin comprometer la seguridad ni la eficacia de las operaciones. Asimismo, la investigación concluye que la implementación del diseño optimizado contribuye a reducir el desperdicio de materiales y mejorar la seguridad, con recomendaciones para su aplicación en otras unidades mineras similares (10).

2.2. Bases teóricas

2.2.1. Proceso de perforación y voladura en minería subterránea

El proceso de perforación y voladura es fundamental en minería subterránea ya que permite fragmentar el macizo rocoso para facilitar la extracción del mineral. Este proceso incluye la planificación del diseño de la malla de perforación, la selección de explosivos adecuados y la secuencia de detonación para controlar la fragmentación, minimizar vibraciones y mejorar la seguridad (11).

La perforación se realiza utilizando equipos de perforación, tales como: jumbos hidráulicos, martillos neumáticos o equipos rotativos, que crean taladros (barrenos) con dimensiones específicas, en función del tipo de roca y el diseño de la excavación. Posteriormente, se cargan los explosivos cuya cantidad y tipo varían según el diseño y las condiciones geotécnicas, por otro lado, la voladura debe ser controlada para optimizar el avance y reducir costos (12).

Asimismo, Mejia et al. (13), señalan que, después de cada voladura, es crucial implementar un sistema de ventilación eficiente que garantice la rápida evacuación de gases tóxicos y polvo generados durante la detonación. El uso de ventiladores y conductos adecuados asegura un flujo constante de aire fresco en las labores subterráneas, minimizando el tiempo de espera para que el personal pueda reingresar con seguridad al área de trabajo. De esta forma, la ventilación no solo protege la salud de los trabajadores, sino que también contribuye a mantener la productividad y seguridad en la operación minera.

2.2.2. Diseño de malla de perforación y voladura en minería subterránea

El diseño de la malla de perforación y voladura en minería subterránea es un proceso fundamental que impacta directamente en la eficiencia y seguridad de las operaciones mineras, ya que implica definir con precisión el patrón y espaciamiento de las perforaciones, así como la cantidad y distribución del explosivo para asegurar un control adecuado de la fragmentación del macizo rocoso. Un diseño optimizado contribuye a un avance más controlado de las labores, lo que permite minimizar daños estructurales y maximizar la productividad. Para ello, se consideran parámetros geométricos, geotécnicos y económicos (14).

2.2.2.1. Parámetros de la malla de perforación y voladura

Los parámetros de la malla de perforación y voladura son variables críticas que determinan la eficiencia y seguridad del proceso de voladura en minería subterránea (15). Estos parámetros incluyen aspectos geométricos y operativos específicos, tales como:

- **Numero de taladros (unidades):** Cantidad de perforaciones por ciclo de voladura, que depende del tamaño de la labor y diseño (15).
- **Dimensión de la labor (ancho y alto) (m):** Tamaño transversal del túnel o cámara donde se realiza la voladura (15).
- **Longitud de perforación (m):** Profundidad o longitud total del taladro (15).
- **Longitud Burden y espaciamiento (metros):** Distancia entre taladros y entre filas, que afecta la fragmentación. Son investigados directamente como parámetros críticos del diseño de voladura, con efectos significativos en la PPV (velocidad pico de partícula) y propagación de ondas (15).
- **Distribución de los taladros:** Patrón geométrico de ubicación para asegurar uniformidad en la fragmentación. La configuración geométrica de los taladros influye sobre la propagación de ondas (15).
- **Cantidad de explosivos por metro (kg/m):** Masa de explosivo cargada por unidad de longitud del taladro. Se utiliza un modelo de presión en el fondo del taladro y carga dinámica a partir de parámetros como densidad del explosivo y velocidad de detonación para representar esta relación de manera indirecta (15).
- **Cantidad de explosivos por tonelada (kg/t):** Relación del explosivo usado con la cantidad de roca fragmentada. Se analiza la presión y energía generada por el explosivo en relación con el volumen de roca, incluyendo la influencia del diámetro del taladro, el cual afecta la carga total (15).

Según Poma et al. (16), la correcta selección y diseño de estos parámetros impacta directamente en la fragmentación del macizo rocoso y en la vibración generada durante la detonación, factores que son esenciales para minimizar daños estructurales y optimizar el rendimiento de la voladura. Un espaciamiento adecuado entre taladros y una longitud de perforación controlada contribuyen a una fragmentación uniforme y a la reducción de vibraciones nocivas mejorando así la estabilidad del entorno subterráneo.

2.2.2.2. Calidad de la roca

La calidad de la roca es un factor fundamental para la planificación y diseño en minería subterránea, ya que influye directamente en la estabilidad del macizo rocoso y en la selección de métodos de sostenimiento. La evaluación del terreno permite definir estrategias adecuadas de excavación, diseño de voladuras y dimensionamiento de sostenimiento (17). Para ello, se recurre a una serie de sistemas de clasificación geomecánica que permiten caracterizar cuantitativamente la calidad del macizo rocoso a través de indicadores estandarizados, tales como:

- **Tabla RMR (intervalos):** Clasificación basada en resistencia, fracturación y condiciones de agua, que define intervalos para distintos tipos de roca. Es un sistema robusto y ampliamente adoptado (17).
- **Índice de resistencia geológica (GSI):** Evalúa la estructura y estado del macizo para estimar su resistencia. Es útil para estimar la resistencia del macizo rocoso, especialmente en conjunción con el criterio de Hoek-Brown (17).
- **Calidad del macizo rocoso (RQD):** Porcentaje de bloques de roca mayores a 10 cm en testigos de perforación, indicador de fragmentación y calidad (17).

Estos índices permiten cuantificar la calidad de la roca mediante parámetros como: fracturación, dureza y presencia de agua, facilitando la estimación del comportamiento geomecánico del macizo y la toma de decisiones en el diseño de sostenimiento y voladura. La correcta aplicación y entendimiento de estos sistemas es crucial, ya que un uso inadecuado puede conducir a interpretaciones erróneas y fallos en el diseño (18).

2.2.3. Costo unitario de sostenimiento

De acuerdo a Putra et al. (19), en el contexto de la minería subterránea, el costo de sostenimiento representa el conjunto de gastos relacionados con la instalación de estructuras y elementos diseñados para mantener la estabilidad de las excavaciones, proteger al personal y garantizar la continuidad operativa. Este concepto es especialmente relevante en métodos como el corte y relleno, utilizados en formaciones rocosas débiles, donde la inestabilidad del macizo

exige un uso intensivo de soportes. Tal como se menciona en el documento, el sostenimiento es una respuesta a variables como el tamaño de la excavación, las cargas inducidas, la orientación estructural y las condiciones geomecánicas de la roca circundante.

El cálculo del costo de sostenimiento comienza con la estimación de los materiales requeridos por cada metro lineal de avance del túnel. Estos materiales incluyen distintos tipos de mallas (galvanizadas o metálicas expandidas), pernos de anclaje (como los Split Set), placas tipo Dome, estructuras de madera, y elementos metálicos adicionales como vigas H o ángulos estructurales. Cada uno de estos componentes tiene un costo unitario específico, expresado en dólares por unidad (por ejemplo, dólares por pieza o kilogramo), según se muestra en la tabla de costos (19).

2.2.3.1. Costo de instalación de malla electrosoldada

El costo de instalación de la malla electrosoldada en minería subterránea abarca tanto el valor del material como los gastos vinculados a la mano de obra y los procesos requeridos para su correcta colocación (20).

Asimismo, Kang et al (21), señalan que este tipo de malla se distingue por su elevada rigidez estructural y capacidad de carga frente a esfuerzos cuasiestáticos, superando a otras opciones como las mallas de eslabones de cadena o geomallas. Su desempeño mejora notablemente al combinarse con refuerzos adicionales como correas de acero o W-straps que favorecen una distribución más eficiente de las cargas. Incluso después de alcanzar su carga máxima, la malla electrosoldada mantiene su integridad estructural, lo que la convierte en una solución especialmente eficaz en entornos subterráneos exigentes. Además, su resistencia y facilidad de instalación contribuyen a reducir los tiempos y costos de montaje, especialmente en aplicaciones de sostenimiento. Una colocación adecuada no solo optimiza la distribución de cargas, sino que también incrementa la seguridad operativa, justificando plenamente la inversión en materiales y mano de obra especializada (20).

2.2.3.2. Costo de insumos de sostenimiento

El costo de insumos de sostenimiento en minería subterránea se refiere al valor económico asociado a los materiales y elementos estructurales utilizados para mantener la estabilidad de las excavaciones frente a posibles deformaciones o colapsos. Este costo incluye el precio unitario y la cantidad de componentes como: mallas metálicas, anclajes, placas, vigas, pernos, entre otros, necesarios por unidad de avance en la mina. Su magnitud depende de factores como el método de explotación, las dimensiones del túnel o stope, y las condiciones geomecánicas del macizo rocoso. Estos costos se expresan comúnmente por metro lineal o por

tonelada de material extraído, y su análisis es fundamental para estimar la rentabilidad y viabilidad económica de un proyecto minero (19).

CAPÍTULO III

METODOLOGÍA

3.1. Método, tipo o alcance de la investigación

3.1.1. Método de investigación

c) Método general

Este estudio optará por el método científico, ya que de acuerdo con Barahona et al. (22) se caracteriza por ser un proceso estructurado, objetivo y normado, orientado a la obtención de conocimiento científico. Este método se desarrolla a través de diversas etapas, que incluyen la identificación del problema, la elaboración de hipótesis, la recopilación y análisis de información, y la verificación o rechazo de las hipótesis planteadas, finalizando con la exposición de resultados y conclusiones claras.

d) Método específico

Este estudio optará por el método inductivo – deductivo, que según Ruiz & Valenzuela (23) combina el razonamiento inductivo y el deductivo. Se basa en la lógica para formular hipótesis generales a partir de observaciones particulares (inductivo) y, posteriormente, verificar esas hipótesis aplicándolas a casos específicos (deductivo). Este enfoque mixto permite un proceso de investigación más completo, integrando ambas formas de razonamiento

3.1.2. Tipo de investigación

Este estudio será de tipo aplicada, que de acuerdo con Arias et al. (24), es un tipo de estudio que tiene como finalidad utilizar los conocimientos teóricos previos para dar solución a problemas específicos en contextos reales. Se caracteriza por su enfoque práctico, ya que busca mejorar procesos, condiciones o tecnologías mediante métodos empíricos, como la experimentación, con el objetivo de generar cambios concretos y útiles en áreas como la ingeniería, la medicina o la educación. Se usará este tipo de investigación porque se busca aplicar conocimientos técnicos para optimizar el diseño de la malla de perforación y voladura, con el fin de reducir el costo unitario de sostenimiento en la Unidad Minera Alpayana, aportando así una solución directa y efectiva a un problema operativo real dentro del sector minero.

3.1.3. Diseño de investigación

Se optará por el diseño de investigación no experimental, tal como lo describen Arias et al. (24) se basa en estudios en los que no se realiza manipulación deliberada de las variables. En este enfoque, los fenómenos se observan en su entorno natural y se analizan tal como se

presentan, sin intervención alguna, lo que permite una comprensión más genuina de sus dinámicas. Por ello, la presente investigación optará por este diseño con el objetivo de registrar los hechos en su forma original y así garantizar la validez de los resultados, brindando interpretaciones que reflejen con fidelidad la realidad observada.

3.1.4. Nivel o alcance

Este estudio tendrá un nivel explicativo que según Arias et al. (24) es el alcance de estudio cuyo objetivo principal es identificar y demostrar relaciones de causa y efecto entre las variables involucradas. Este nivel busca ir más allá de la simple descripción de fenómenos (nivel descriptivo) o de establecer relaciones sin causalidad (nivel correlacional), intentando explicar por qué ocurren los fenómenos, a partir de la interacción entre variables. Por tanto, este presente estudio optará por este nivel ya que busca analizar cómo la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura influye directamente en el costo unitario de sostenimiento, permitiendo establecer una relación causal que sustente propuestas técnicas para optimizar los procesos mineros y reducir costos operativos.

3.2. Materiales y métodos

3.2.1. Materiales

Para el desarrollo del presente estudio se utilizarán los siguientes materiales:

- Tablas geomecánicas
- Plano geomecánico
- Picota o barretilla de seguridad de 4' o 6'
- Brújula
- Flexómetro
- Pintura en spray
- Rafia
- Cámara fotográfica

3.2.1.1. Población

De acuerdo con Ruiz y Valenzuela (23) es el total de elementos que forman parte del enfoque de una investigación. También puede entenderse como el conjunto de unidades de muestreo que comparten ciertas características comunes, las cuales permiten realizar inferencias. En el caso de la presente investigación, la población está constituida por los subniveles de trabajo SN 104 NE, SN 106 SW, SN 106 NE, SN 994 NE, SN 084 SW y SN 084 NE, ubicados en el nivel 19 de la veta Esperanza, dentro de la Unidad Minera Alpayana.

3.2.1.2. Muestra

Según esta Ruiz y Valenzuela (23) es la muestra se refiere a un subconjunto seleccionado de la población o universo de estudio, del cual se extraen los datos. Es crucial que este subgrupo sea representativo de la población total para garantizar la validez de los resultados obtenidos en la investigación. En el presente estudio, la muestra está conformada por el subnivel 994 Nor Este, ubicado en el nivel 19 de la veta Esperanza, dentro de la Unidad Minera Alpayana.

Esta selección de la muestra se realizó por muestreo no probabilístico por conveniencia; debido a que, Ruiz y Valenzuela (23) destacan que este tipo de muestreo consiste en elegir unidades accesibles o disponibles, sin recurrir a un procedimiento aleatorio, pero basándose en criterios relevantes y alineados con los objetivos de la investigación. En este caso, se optó por dicha técnica debido a que el subnivel 994 NE representa el área donde se manifiestan con mayor intensidad los desafíos relacionados con el diseño y la ejecución de la malla de perforación, lo cual permite un análisis más focalizado, práctico y contextualizado del fenómeno.

3.2.2. Métodos

3.2.2.1. Para recolectar datos

A. Técnicas

Se optará por la observación, una técnica que, según Arias et al. (24) consiste en que el investigador se limita a observar el fenómeno tal como ocurre en su entorno natural, sin interactuar directamente con los participantes del estudio. Esta técnica es frecuentemente aplicada en el ámbito administrativo, ya que permite que los trabajadores continúen con sus actividades habituales sin verse afectados por la presencia del observador, lo que contribuye a preservar tanto la productividad como el rendimiento laboral.

B. Instrumento

Se utilizará la ficha de recolección de datos, que, según explica Arias et al. (24) es una herramienta eficaz para registrar información importante para el investigador. La información se consigna en fichas de costos de perforación y voladura con la malla, permitiendo organizar y reunir datos esenciales como subpartidas en las que se encuentra costo de instalación de malla electrosoldada y costo de insumos de sostenimiento, unidad, precio que serán fundamentales para el análisis y la elaboración del plan de mantenimiento.

3.2.2.2. Para analizar información

Primero, se recopilará la información relevante de la Unidad Minera Alpayana, que incluye bases de datos vinculadas a los costos y reportes operativos; una vez reunida esta

información, se procederá a un análisis exhaustivo de los datos; para ello, se utilizarán herramientas especializadas en análisis y procesamiento de datos, destacando el uso de los softwares SPSS versión 27 y Microsoft Excel. Inicialmente, se empleará Excel para la depuración y organización preliminar de los datos, facilitando su estructuración y preparación; posteriormente, se recurrirá al SPSS para efectuar un análisis descriptivo detallado que permita explorar las principales características estadísticas de la información.

Seguidamente, se aplicará una prueba de normalidad con el fin de determinar la distribución de los datos y, en consecuencia, seleccionar la prueba estadística adecuada para la contratación de las hipótesis. Si el tamaño de la muestra es menor a 50, se utilizará la prueba de Shapiro-Wilk. Según los resultados obtenidos, se optará por pruebas paramétricas si los datos presentan una distribución normal, o por pruebas no paramétricas si no cumplen con este criterio

3.2.2.3. Procedimiento

El procedimiento se inició con el mapeo geomecánico del macizo rocoso en el subnivel 994 NE, nivel 19 de la veta Esperanza, perteneciente a la Unidad Minera Alpayana. Durante esta etapa se identificaron las principales características estructurales de la zona, tales como: discontinuidades, fracturas, fallas, condiciones hidrogeológicas, resistencia del macizo rocoso, así como las particularidades geológicas y mineralizadas que conforman la estructura. Esta información fue recopilada a través de planos y cartillas geomecánicas, lo cual permitió establecer una base técnica sólida para el diseño de mejora en las labores mineras.

Posteriormente, se procedió a realizar una revisión detallada de los reportes operativos diarios, con el fin de obtener datos reales sobre la geometría de las labores (largo, ancho y sección), el consumo de explosivos y el uso de materiales de sostenimiento por turno. Con esta información, se evaluó el comportamiento de la malla de perforación y voladura actualmente empleada, identificando su impacto en el deterioro de las mallas electrosoldadas de sostenimiento. A continuación, se implementó un nuevo diseño de malla, cuyos cálculos matemáticos se desarrollaron y se comparó su rendimiento respecto al diseño anterior. Finalmente, se analizaron los resultados obtenidos en términos técnicos y económicos, con énfasis en la reducción de costos unitarios de sostenimiento.

Tabla 2. Parámetros geomecánico

ESTRUCTURA	RMR	TIPO DE ROCA
Caja techo	51	III B
Caja piso	55	III B
Estructura mineralizada	45	III B

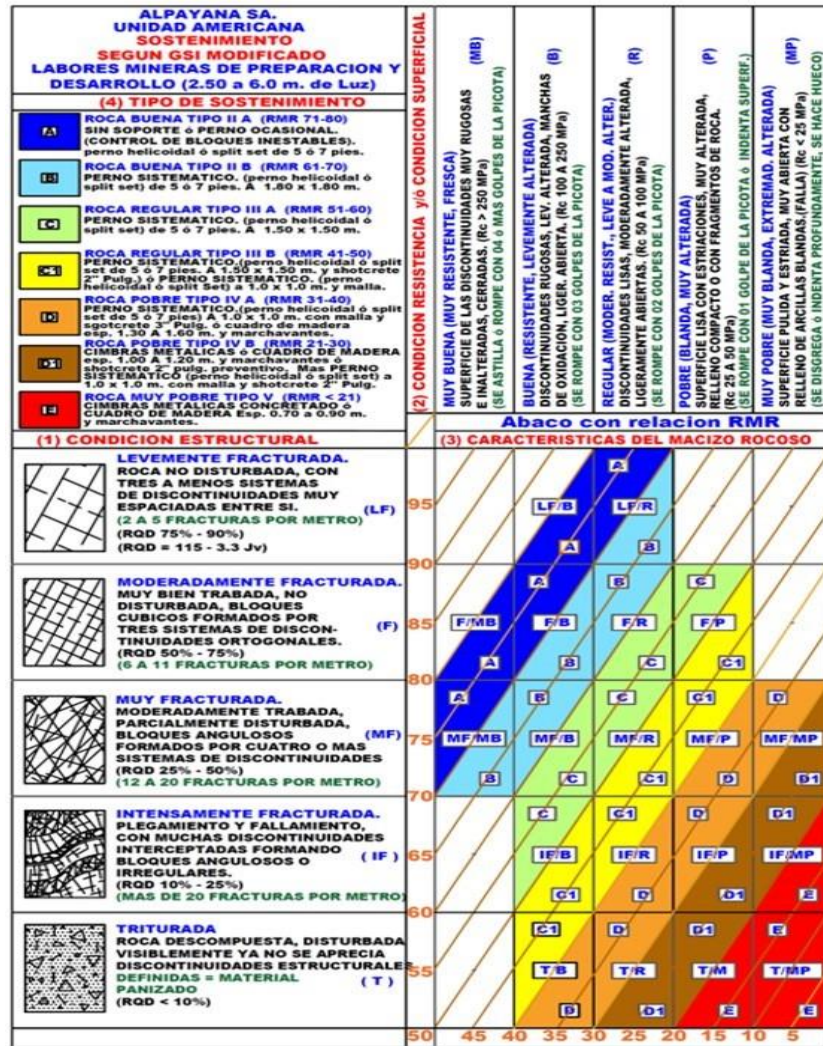


Figura 3. Cartilla geomecánica - Unidad Minera Alpayana

Según la tabla geomecánica es una roca con un RMR 50 – 60. Desde un punto de vista en el SN 994 NE Veta Esperanza nivel 19. El macizo rocoso es una arenisca silicificada con alteración epidotización moderada, las discontinuidades están orientadas subparalelas al eje de la excavación con discontinuidades subtransversales con relleno de calcita o sílice, La Veta está ubicado en una veta falla que se extiende a lo largo del subnivel 994 NE de la Veta Esperanza, Nivel 19 de la Unidad Minera Alpayana.

4.1.2. Malla de perforación y voladura usada anteriormente en tipo de roca con RMR (40 – 60)

Tabla 3. Cantidad de taladros y explosivo

Distribución de taladros malla de perforación y voladura anterior				
Distribución de Taladros	Nº de Taladros	EMULNOR 3000 X 12	EMULNOR 5000 11/2 X 8	Total (kg)
Rimados	5	-	-	-
Arranque	4	-	12	12.8
1ra Ayuda	4	-	12	12.8
2da Ayuda	4	-	12	12.8
3ra Ayuda	4	-	11	11.7
Hastiales	8	-	8	8.5
Corona (Cañas)	5	5	1	6.7
Alivios de corona	4	-	-	-
Arrastre	5	-	12	16
Total cargados	43	25	285	81.3

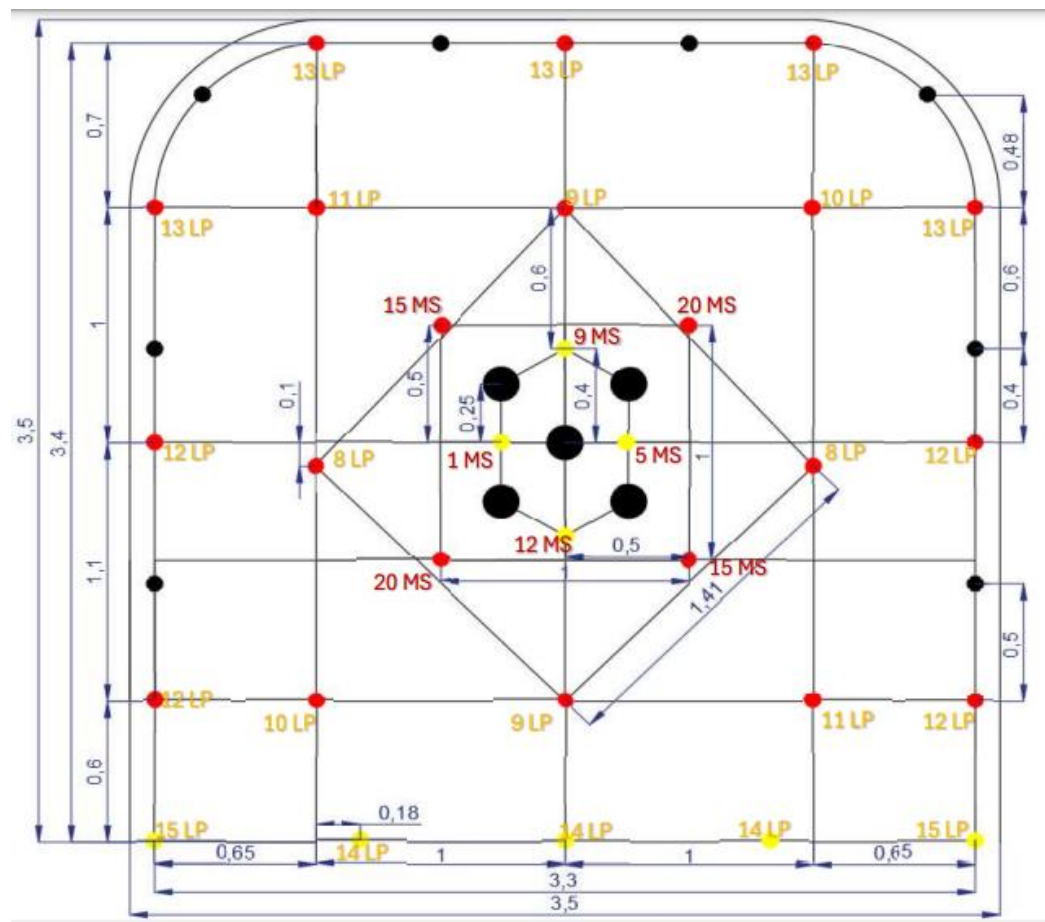


Figura 4. Diseño de malla de perforación y voladura - situación actual

4.1.3. Resultados obtenidos de la malla de perforación y voladura anterior para roca RMR (40 – 60)

En la tabla 4, se representa los resultados obtenidos de la malla de perforación y voladura con un RMR 41 – 60. Dentro de estos podemos mencionar que el factor de carga es 2.8 kg/m³ lo que significa mayor daño a las mallas electrosoldada, además la probabilidad de sobreroturas tanto en los hastiales y en la corona y una deficiencia en el avance.

Tabla 4. *Resultados de malla perforación y voladura anterior*

Resultados de la malla de perforación y voladura anterior		
Parámetros	Valor	Unidad
Avance lineal	2.40	M
Área	13.87	m ²
Perímetro	14.9	M
Explosivo utilizado	82.3	Kg
Volumen de material Roto	33.98	m ³
Tonelaje de material Roto	93.45	Ton
Factor de carga	2.8	Kg/m ³
Factor de carga Lineal	33.18	Kg/m
Factor de potencia	1.04	Kg/Ton
Eficiencia de voladura	75	%

4.1.4. Diseño de la nueva malla de perforación y voladura para una roca con RMR (40 – 60)

En la tabla 5, se detalla el ancho y altura de la labor, así como su radio de curvatura. Además, podemos mencionar los parámetros geomecánicos como viene a ser su RMR, GSI y RQD del macizo rocoso de la roca presente y por último los parámetros de perforación entre estos podemos mencionar el diámetro de perforación, diámetro de rimado, longitud de barra de perforación y longitud efectiva de perforación, etc.

Tabla 5. *Parámetros de perforación*

Parámetros de la malla de perforación y voladura nueva		
Parámetros de la labor	Valor	Unidad
Alto	3.5	M
Ancho	3.5	M
Radio de corona	0.9	M
Parámetros del macizo rocoso	Valor	Unidad
RMR	40 - 60	-

GSI	52	
RQD	50	
DENSIDAD	2.79	Ton/m ³
Parámetros de perforación	Valor	Unidad
Diámetro de taladros de producción	45	Mm
Diámetro de taladro de Alivio	76	Mm
Longitud de barra de perforación	10	Pies
Eficiencia de perforación	95	%
Desviación de perforación	20	mm/m
Error de emboquille	20	mm/m
Avance efectivo	9	Pies

4.1.5. Resumen de los cálculos matemáticos de R. Holmberg para el nuevo diseño de malla de perforación y voladura para una roca con RMR 40 – 60

En la tabla 6, se logra evidenciar los resultados obtenidos a partir del modelo matemático R. Holmberg. Con estos parámetros se procederá a diseñar la nueva malla de perforación además sus distancias, espaciamiento, burden y la cantidad total de taladros del nuevo diseño de malla de perforación.

Tabla 6. *Parámetros nuevos para el diseño de malla de perforación*

Tipo de taladro	Burden	Espaciamiento	Taladros cargados
Arranque	0.24	0.33	4
1ra Ayuda	0.4	0.9	4
2da Ayuda	0.6	1.5	4
3ra Ayuda	0.8	2.2	4
Corona	0.62	0.7	5
Arrastre o piso	0.72	0.8 - 1	5
Hastial	0.5	0.85	4
Total	-	-	30

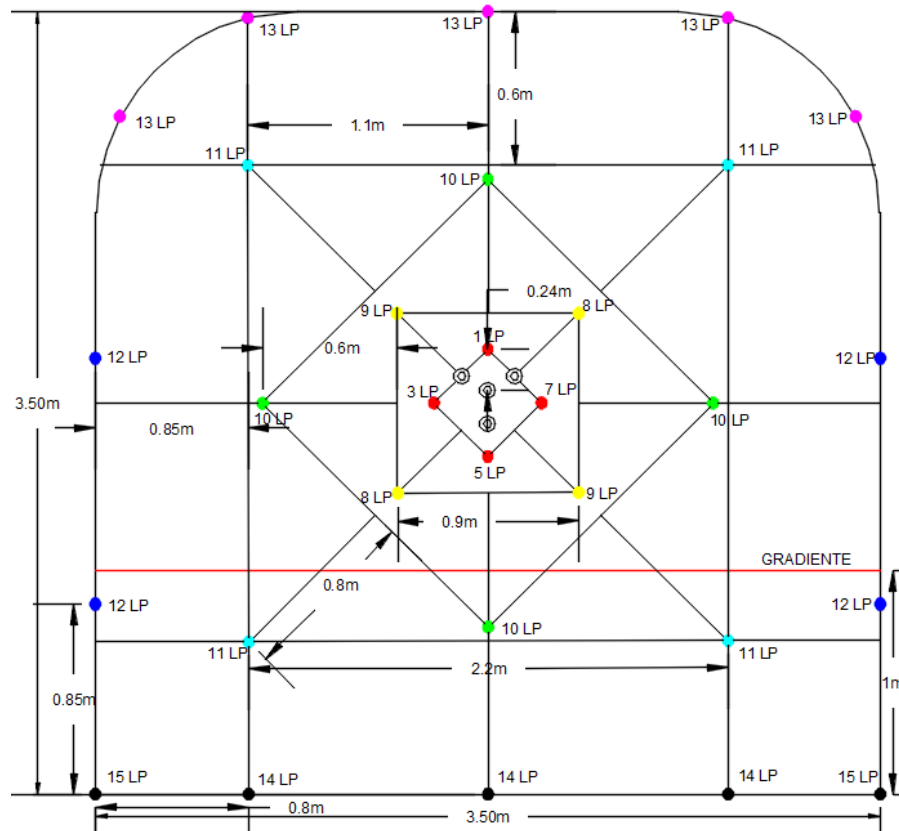


Figura 5. Nuevo diseño de malla de perforación

En la tabla 7, se evidencia la distribución correcta de los explosivos en los taladros de perforación y la cantidad total de explosivos a utilizar para la nueva malla de perforación y voladura.

Tabla 7. Distribución de explosivos y la cantidad a utilizar

Distribución de explosivos en la nueva malla de perforación y voladura				
Distribución de taladros	Nº de Taladros	EMULSIÓN 3000 11/4 X 12	EMULSIÓN 5000 11/2 X 8	Total (kg)
Arranque	4		12	12.8
1ra Ayuda	4		12	12.8
2da Ayuda	4		10	12.8
3ra Ayuda	4		10	11.7
Hastiales (Cañas)	4	4		4.3
Corona (Cañas)	5	4		5.3
Arrastre	5		11	15
Total cargados	30			74.7

En la figura 6, se puede visualizar cómo las cargas de explosivos son distribuidas dentro de los taladros perforados tanto la modificación de los taladros de los arranques, ayudas, cuadradores, coronas, hastiales y arrastre.

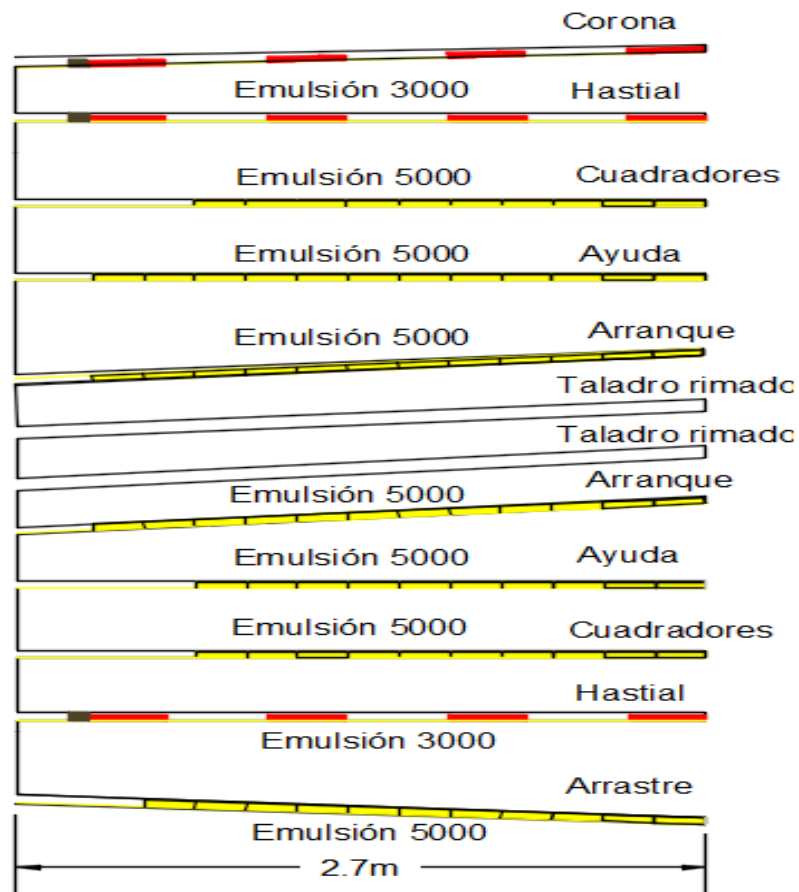


Figura 6. Distribución de los explosivos dentro de los taladros

4.2. Introducción de la muestra

La muestra evaluada corresponde al sostenimiento aplicado en la unidad minera Alpayana, específicamente en los frentes de avance durante los meses de mayo y junio. Estos meses fueron seleccionados por la disponibilidad de registros de consumo de malla electrosoldada, pernos helicoidales, resina y cemcom, lo que permite contrastar el comportamiento del sostenimiento en relación con el diseño de perforación y voladura ejecutado. El objetivo principal de esta introducción es presentar de manera ordenada el material recolectado y su importancia para comprender el impacto económico y técnico que tiene un mal o buen diseño de malla en los costos de operación subterránea.

En minería subterránea, la práctica de perforación y voladura influye directamente en la calidad del macizo rocoso resultante, ya que una ejecución deficiente produce sobreroturas, caídas de hastiales y desprendimientos que obligan a reforzar el sostenimiento. En este contexto, la introducción de la muestra se justifica en la necesidad de contar con información detallada de consumos y deterioros, para después correlacionarlos con los parámetros técnicos de diseño aplicados en campo. Al registrar tanto el volumen de material de sostenimiento usado como los porcentajes de daño, se obtiene una primera aproximación cuantitativa del problema.

Por lo tanto, esta muestra no debe entenderse como un simple registro numérico, sino como un insumo que refleja las condiciones reales de estabilidad en labores subterráneas. El análisis permite comprender cómo las condiciones geomecánicas, sumadas a un diseño inadecuado de voladura, afectan el gasto de sostenimiento. Este trabajo busca que los datos aquí organizados sirvan como base para plantear ajustes en el diseño y validar las mejoras que se propongan en capítulos posteriores.

4.2.1. Contexto de la toma de muestras

El contexto de la toma de las muestras se encuentra ligado a la producción regular de la Unidad Minera Alpayana. Los datos fueron recogidos durante las operaciones normales, sin alterar el ritmo de explotación, lo cual garantiza que los resultados representen un escenario real y cotidiano del sostenimiento. La recopilación se hizo por áreas y turnos, donde el personal de operaciones y seguridad reportó los consumos de malla, pernos y resina utilizados en cada frente de avance. Esto asegura que las cifras analizadas no son teóricas ni proyectadas, sino empíricas y verificadas en campo.

La situación geológica en la que se tomaron los datos presenta un macizo rocoso con un índice RMR medio y con presencia de fracturas que condicionan la estabilidad de los hastiales. Bajo estas condiciones, la perforación y la voladura tuvieron que aplicarse con un patrón convencional, aunque con ciertas variaciones que fueron motivo del deterioro de malla observado. Este contexto es importante porque permite asociar los datos de consumo a un escenario geomecánico específico, y no a un entorno genérico. El nivel de fracturamiento y las discontinuidades son factores que aumentan la demanda de sostenimiento.

En la práctica, el registro de consumos de mayo y junio se convierte en un testigo de cómo los diseños de voladura anteriores impactaron en los costos de sostenimiento. Los trabajadores reportaron con detalle el número de rollos deteriorados y la cantidad de pernos instalados, lo que da la oportunidad de relacionar esos valores con las sobreroturas producidas. Es decir, el contexto de la toma de muestras no solo describe un periodo temporal, sino también un escenario geomecánico y operativo que influye directamente en la interpretación posterior.

4.2.2. Descripción de los parámetros principales

Los parámetros principales considerados en esta evaluación se centran en tres grupos: los consumos de malla electrosoldada, el uso de pernos con resina y cemcom, y los costos asociados a dichos insumos. En la muestra de marzo se registraron 63 rollos de malla instalados, de los cuales 32 fueron deteriorados producto de un deficiente diseño de malla de perforación y voladura, mientras que en abril la cifra descendió a 74 rollos con 40 deteriorados. En cuanto a pernos, se contabilizaron 1051 en marzo y 1115 en abril, acompañados de consumos de resina y cemcom que siguieron patrones similares. Estos parámetros representan los indicadores clave del desempeño del sostenimiento en relación con el diseño de perforación y voladura.

Además de los consumos, se incluyeron valores de avance (126 m en marzo y 141 m en abril), que sirven como base para calcular razones por metro, como rollos por metro de avance o pernos por metro de avance. Estas razones permiten tener indicadores más comparables, ya que no dependen de un volumen absoluto sino del rendimiento del sostenimiento respecto al avance conseguido. El costo monetario total de sostenimiento también fue registrado: más de 50 mil soles en marzo y más de 59 mil soles en abril solo en el rubro de malla, lo cual refleja la magnitud económica del problema.

Tabla 8. *Tabla de parámetros básicos*

Mes	Rollos instalados	Rollos deteriorados	m ² de malla	Costo malla (S/.)	Pernos instalados	Avance (m)
Marzo	63	32	2520	50,652	1051	126
Abril	74	40	2976	59,818	1115	141

4.2.3. Importancia del análisis en sostenimiento

La importancia de este análisis radica en que el sostenimiento representa uno de los rubros más costosos en una mina subterránea, y cualquier variación en el consumo o en el deterioro tiene un impacto directo en la rentabilidad de la operación. Evaluar la muestra no es únicamente un ejercicio numérico, sino una necesidad práctica para comprender cómo se está ejecutando la perforación y la voladura, y cómo estas influyen en los costos de la malla y de los pernos. El análisis convierte cifras dispersas en indicadores que pueden orientar decisiones de mejora.

Un aspecto clave es que el deterioro de la malla no solo implica pérdidas materiales, sino también tiempos adicionales de instalación y riesgo para el personal. Cada rollo dañado refleja un sobregasto y un retraso en la operación. El análisis de la muestra permite cuantificar esta realidad, identificando que casi la mitad de la malla instalada en marzo y abril resultó

deteriorada. Esta cifra demuestra la urgencia de replantear el diseño de la voladura y optimizar el patrón de perforación para reducir las sobreroturas que están generando el problema.

Finalmente, este análisis se vuelve indispensable porque no se queda en la observación de un mes o de una cifra aislada, sino que establece comparaciones que muestran tendencias. Así, se puede concluir que en abril hubo un aumento de consumos y costos, la tendencia de alto deterioro continúa siendo un obstáculo. La importancia de este análisis es que fundamenta la propuesta de un rediseño de malla y de un control más estricto, como medidas de ingeniería que permitirán disminuir los costos de sostenimiento y mejorar la eficiencia operativa.

4.3. Análisis de la malla electrosoldada

El sostenimiento con malla electrosoldada es fundamental en labores subterráneas porque permite controlar la caída de fragmentos y mantener la estabilidad de los hastiales y corona. En la Unidad Minera Alpayana, el análisis de la malla de perforación y voladura resulta clave debido a que los registros muestran un consumo elevado y un nivel de deterioro que afecta directamente a los costos operativos. El comportamiento de la malla electrosoldada se relaciona no solo con las condiciones geomecánicas del macizo rocoso, sino también con la calidad del diseño de perforación y voladura que se aplica en cada frente de avance.

La evaluación se centra en los meses de marzo y abril, donde se registraron consumos específicos de rollos de malla instalados y deteriorados. Estos datos son representativos porque provienen de la operación diaria y reflejan los efectos reales de la voladura sobre el sostenimiento. El análisis permite comprender que no se trata solamente de un gasto en materiales, sino de un proceso en el cual la energía mal dirigida durante la voladura genera fracturas adicionales, descajamiento en los hastiales, formación de bloques irregulares en la corona y obliga a reponer más malla electrosoldada de la planificada.

Este apartado busca mostrar cómo la malla instalada, el porcentaje de deterioro y el costo asociado se convierten en variables clave para la investigación. Con este análisis se puede interpretar la magnitud del problema y proyectar mejoras que reduzcan el deterioro, manteniendo la seguridad de los frentes y reduciendo los sobre costos que hoy en día resultan significativos para la unidad minera.

4.3.1. Análisis de la muestra marzo

En marzo se instalaron un total de 63 rollos de malla electrosoldada, de los cuales 32 terminaron deteriorados. Este nivel de daño representa prácticamente la mitad del material colocado, lo cual es un indicador alarmante para cualquier operación minera. El área cubierta llegó a 2 520 m² y el costo total del sostenimiento con malla fue de S/. 50, 652. La magnitud del

costo es significativa y refleja que la operación está absorbiendo un gasto adicional por sobreroturas que no deberían producirse en condiciones controladas de voladura.

El consumo de rollos en marzo, asociado al avance de 138 metros, equivale a 0.46 rollos por metro lineal de avance. Esta cifra es un parámetro práctico que indica el nivel de exigencia del sostenimiento y permite comparaciones posteriores. A nivel conceptual, esto muestra que por cada metro de avance prácticamente se está instalando más de medio rollo de malla, lo cual es elevado en comparación con operaciones similares donde se busca optimizar el consumo a menos de 0.3 rollos por metro.

Otro aspecto importante es el costo por metro cuadrado de malla, que en marzo alcanzó los S/. 20.1 por m². Este costo unitario permite dimensionar el impacto en las finanzas de la unidad, ya que en condiciones normales debería encontrarse en rangos más bajos. En resumen, el mes de marzo muestra un escenario crítico: altos consumos, altos deterioros y costos unitarios elevados que justifican la necesidad de una mejora en el diseño de perforación y voladura.

4.3.2. Análisis de la muestra abril

En abril los registros muestran un consumo de 74 rollos de malla, de los cuales 40 terminaron deteriorados. Aunque se observa un aumento respecto al mes anterior, el nivel de deterioro sigue siendo elevado, representando cerca del 54% del material colocado. El área cubierta en este mes fue de 2 976 m², con un costo total de S/. 59,818. La magnitud del costo sigue siendo más elevado que en marzo, la cifra continúa siendo representativa y refleja que el problema no se solucionó del todo.

El avance registrado en marzo fue de 141 metros, con un consumo de 0.5 rollos por metro lineal. Aunque este valor sigue siguiendo mayor que el de marzo, todavía muestra un patrón de alto consumo, ya que las sobreroturas obligan a utilizar material adicional. En minería subterránea, esta relación es clave porque muestra la eficiencia del sostenimiento, y en este caso se aprecia que aún no se alcanzan niveles óptimos.

El costo por metro cuadrado de malla en abril fue de S/. 21,10 ligeramente mayor que el de marzo. Este aumento de costo unitario permite dimensionar el impacto económico de la unidad y que el problema no se solucionó del todo siguiendo persistiendo. Por ello, el mes de abril confirma que la influencia del diseño de malla de perforación y voladura sigue siendo determinante en los costos.

4.3.3. Comparativa de análisis marzo – abril

La comparación entre marzo y abril muestra un aumento significativo en los consumos y en los costos, el nivel de deterioro sigue siendo alto. En marzo, el porcentaje de deterioro fue de 50%, mientras que en abril ascendió a 54%. Esta diferencia de cuatro puntos porcentuales no

es significativa en términos operativos, lo cual indica que el problema estructural persiste. El patrón de consumo continúa siendo elevado y el gasto en sostenimiento se mantiene en cifras que afectan los costos totales de la unidad minera.

En cuanto al costo total, la diferencia entre marzo y abril es de aproximadamente S/. 9,166 lo que representa un incremento de los costos de sostenimiento. Si se lograra reducir el deterioro a un 25%, los costos podrían disminuir de manera mucho más significativa. Este análisis comparativo permite visualizar la magnitud del problema y entender que la tendencia actual no se puede sostener en el tiempo si no se implementan cambios de diseño en la perforación y voladura.

Tabla 9. Comparación de los meses marzo y abril

Mes	Rollos instalados	Rollos deteriorados	% Deterioro	m ² cubiertos	Costo total (S/.)	Rollos/m avance	S/./m ²
Marzo	63	32	50%	2520	50,652	0.46	20.1
Abril	74	40	54%	2976	59,818	0.5	22.1

4.3.4. Porcentaje de deterioro y m² afectados

El porcentaje de deterioro es un indicador clave porque mide directamente la eficiencia del sostenimiento. En marzo se deterioró el 50% de la malla instalada, mientras que en abril el valor fue de 54%. En ambos casos, prácticamente la mitad del material se perdió por efecto de las sobreroturas generadas durante la voladura y una incorrecta distribución de los taladros de perforación. Este nivel de deterioro es insostenible en una operación minera, ya que incrementa los costos de manera directa y obliga a mayores tiempos de instalación.

En términos de superficie, en marzo se afectaron aproximadamente 1 272 m² (32 rollos deteriorados) y en abril se afectaron 1 596 m² (40 rollos deteriorados). Estos valores muestran la magnitud del problema, ya que representan áreas importantes del frente que tuvieron que recibir malla adicional para mantener la estabilidad. La cantidad de metros cuadrados afectados refleja que la energía liberada en la voladura no se distribuyó adecuadamente, ocasionando desprendimientos y sobreroturas que afectan los hastiales.

Por lo tanto, este indicador refuerza la relación directa entre el diseño de voladura y los costos de sostenimiento. Reducir el porcentaje de deterioro debería convertirse en un objetivo principal, ya que un descenso al 25% o menos permitiría disminuir de manera significativa los gastos en malla y optimizar la operación. Este análisis deja en claro que el porcentaje de deterioro y los metros cuadrados afectados son los indicadores más críticos en la evaluación del sostenimiento en Alpayana.

4.4. Evaluación de pernos, resinas y cemcom

El sostenimiento en minería subterránea no depende únicamente de la malla electrosoldada, sino también del uso complementario de pernos, resinas y cemcom. Estos elementos cumplen la función de fijar el macizo rocoso, controlar el deslizamiento de bloques y reforzar zonas que presentan discontinuidades. Su consumo está directamente asociado con la calidad de la voladura, porque una voladura inadecuada incrementa las fracturas y obliga a instalar más pernos de los planificados.

En la unidad minera Alpayana, el registro de consumos de marzo y abril permite evaluar cómo los daños en la roca influyen en la demanda de sostenimiento. Los pernos helicoidales son los principales elementos de fijación, acompañados por resinas que actúan como agentes de anclaje rápido y por el cemcom que proporciona un relleno adicional. Este análisis es relevante porque cada uno de estos insumos tiene un costo, y el incremento de su consumo representa un gasto operativo que afecta directamente la rentabilidad de la operación.

Además, el estudio de pernos y resinas no solo busca contabilizar las cantidades, sino también establecer ratios de consumo por metro de avance, lo que permite medir la eficiencia. La evaluación muestra que, aunque los consumos de abril fueron mayores que los de marzo, las diferencias siguen siendo significantes, lo que refleja que las sobreroturas continúan afectando la estabilidad y aumentando la necesidad de reforzamiento.

4.4.1. Evaluación en el mes de marzo

En marzo se reportó la instalación de 1 051 pernos helicoidales, acompañados de 3 153 unidades de resina y 5 255 unidades de cemcom. Estas cifras corresponden al sostenimiento de un avance de 138 metros, lo que demuestra un nivel elevado de consumo. El costo reportado en este mes fue de S/. 122,238. monto que, parece mayor en comparación con el gasto en malla electrosoldada, representa un gasto adicional significativo al ser acumulativo en el tiempo.

El indicador práctico de consumo en marzo muestra que se colocaron aproximadamente 7.6 pernos por metro de avance. Esta relación es alta en comparación con valores de referencia, donde un rango óptimo estaría por debajo de 6 pernos por metro. Esto significa que la calidad de la voladura generó una necesidad de reforzamiento mayor, obligando a instalar más pernos y consumir más resina. El uso de resina en mayo fue de casi 24 unidades por metro, lo que también refleja la intensidad del sostenimiento aplicado.

En términos prácticos, marzo evidencia un escenario de alto consumo de pernos y resina, producto de un macizo con sobrerotura y condiciones poco favorables para la estabilidad. Estos valores son consistentes con los altos niveles de deterioro de malla ya registrados, lo que

confirma que el problema está directamente relacionado con el diseño de perforación y voladura.

4.4.2. Evaluación en el mes de abril

En abril los consumos muestran un aumento: 1 115 pernos helicoidales, 3 345 unidades de resina y 5 575 unidades de cemcom, con un costo total reportado de S/. 128,451. El avance logrado en este mes fue de 141 metros, lo que permite calcular indicadores prácticos. Aunque las cifras son mayores que las de marzo, no se evidencia una posible reducción y no resuelve el problema de fondo, pues los niveles de consumo siguen siendo altos para un sostenimiento eficiente.

El cálculo de ratios muestra que en abril se colocaron aproximadamente 7.9 pernos por metro de avance, con un consumo de resina cercano a 23.7 unidades por metro. Estos valores siguen siendo persistentes a los de marzo, pero continúan estando en un rango elevado.

Este escenario confirma que la ligera mejora en los parámetros de voladura no fue suficiente para reducir de manera significativa los consumos de sostenimiento. La tendencia es que, aunque se lograron avances en la reducción de costos, el sistema de voladura todavía genera sobreroturas que incrementan la necesidad de pernos, resina y cemcom, afectando así la eficiencia de la operación minera.

4.4.3. Comparativa de pernos, resinas y cemcom entre meses

La comparación entre marzo y abril evidencia un aumento de consumos, aunque en proporciones pequeñas. En el caso de pernos, la diferencia fue de apenas 64 unidades mayor que marzo; en resina el aumento fue de 192 unidades; y en cemcom de 320 unidades. Estas cifras demuestran que la tendencia es a disminuir ligeramente, pero sin un cambio drástico en los parámetros de consumo.

En términos porcentuales, el incremento en pernos fue del 4.2%, en resina del 6.2% y en cemcom del 8.1%. Estos porcentajes reflejan un comportamiento diferente, sin grandes variaciones, lo que confirma que el diseño de voladura aún no logra disminuir significativamente la necesidad de reforzamiento. Desde el punto de vista económico, los costos se incrementaron alrededor de 10%, pero sigue siendo el problema persistente cuando se analiza el impacto acumulado en meses de operación.

Tabla 10. Comparativa del uso de pernos, resina y cemcom

Mes	Pernos	Resina	Cemcom	Costo (S/.)	Pernos/m avance	Resina/m avance
Marzo	1051	3153	5255	122,238	7.6	22.8
Abril	1115	3345	5575	128,451	7.9	23.8

4.4.4. Relación de consumo por metro de avance

La relación de consumo por metro de avance es un indicador fundamental para medir la eficiencia del sostenimiento. En marzo, con un avance de 138 metros, se instalaron 1 051 pernos, lo que da una razón de 7.6 pernos por metro. En abril, con 141 metros de avance y 1 115 pernos, la relación fue de 7.9 pernos por metro. Estas cifras demuestran que el nivel de consumo sigue siendo elevado, lo que evidencia que los frentes de avance presentaron sobreroturas que obligaron a reforzar más de lo esperado.

En cuanto a la resina, la relación fue de 22.8 unidades por metro en marzo y de 23.7 en abril. Este indicador también refleja un consumo alto, ya que en condiciones óptimas debería ser considerablemente menor. La estabilidad de los hastiales no se logró de manera eficiente, lo que generó la necesidad de mayor anclaje con resina. El cemcom, aunque no tiene una unidad de comparación tan estandarizada, también siguió la misma tendencia de consumo elevado.

El análisis de estos indicadores muestra que, los costos de sostenimiento se elevaron en cierta proporción en el mes de abril, el sostenimiento sigue dependiendo en exceso de pernos y resina. Esta situación reafirma que el diseño de perforación y voladura aplicado no es el adecuado, ya que un patrón eficiente debería reducir el nivel de consumo y mantener un macizo más estable.

4.5. Impacto económico del sostenimiento

El impacto económico del sostenimiento se aprecia cuando los consumos de malla, pernos y resinas se convierten en montos monetarios directos. Cada deterioro, cada sobreconsumo y cada unidad adicional instalada genera un costo adicional que afecta la rentabilidad de la operación. Este impacto no es un gasto aislado, sino un patrón que se repite mes a mes y que acumula pérdidas considerables si no se corrige el diseño de la malla de perforación y voladura.

El análisis económico permite cuantificar la magnitud del problema y mostrar que el sostenimiento representa un rubro crítico en los costos de la unidad minera. Los datos de marzo y abril evidencian que más del 90% del gasto total de sostenimiento corresponde únicamente a la malla electrosoldada, mientras que los pernos y resinas representan un porcentaje menor pero no menos importante. Esta proporción revela la urgencia de controlar la sobrerotura que daña la malla y eleva los costos.

El siguiente apartado detalla los costos asociados a la malla, a los pernos y resinas, para después consolidar la comparación entre ambos meses y finalmente identificar el sobre costo que genera el deterioro.

4.5.1. Costos asociados al consumo de malla

En marzo, la malla electrosoldada representó un gasto de S/. 50 652, mientras que en abril la cifra se elevó a S/. 59 818. Este aumento de más de S/. 9 000 refleja un sobre costo, aunque sigue siendo un costo alto en relación con el avance alcanzado. El costo por metro cuadrado fue de S/. 20.1/m² en marzo y S/. 22.1/m² en abril, valores que se mantienen elevados respecto a estándares de referencia.

El porcentaje de deterioro fue cercano al 50% en marzo y al 54% en abril, lo que significa que casi la mitad del material colocado se perdió por sobrerotura e incorrecta distribución de los taladros de perforación. Esto convierte a la malla en el rubro más sensible, porque el deterioro obliga a reemplazar material y aumenta el tiempo de instalación, generando un sobre costo adicional no planificado.

Tabla 11. *Costos asociados al consumo de malla electrosoldada*

Mes	Rollos instalados	Rollos deteriorados	% deterioro	m ² cubiertos	Costo malla (S/.)	S/.m ²
Marzo	63	32	50%	2 520	50,652	20.1
Abril	74	40	54%	2 976	59,818	22.1

4.5.2. Costos asociados al consumo de pernos y resinas

Aunque en proporción monetaria el gasto en pernos y resinas es mayor, sigue siendo importante porque refleja el refuerzo adicional requerido para estabilizar el macizo. En marzo, el costo fue de S/. 122 238, y en abril de S/. 128 451, con un aumento de más S/. 8 000. Este sobre costo, aunque negativo, es pequeño frente a la magnitud del gasto en malla.

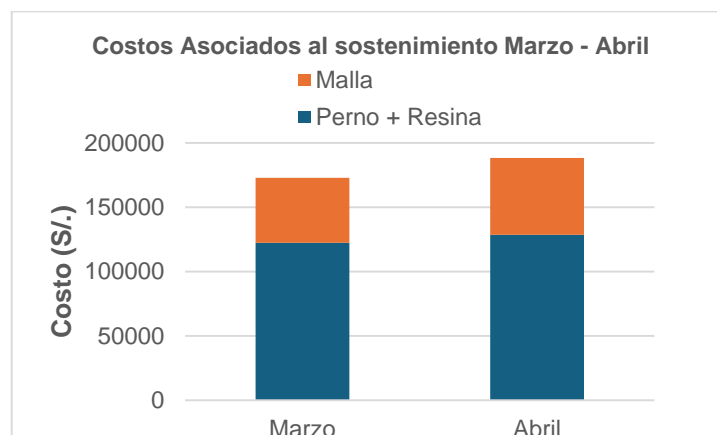


Figura 7. *Costos de sostenimiento - mes*

En términos prácticos, se colocaron más de 8 pernos por metro en marzo y casi 8 pernos por metro en abril, acompañado de consumos de resina de 22.8 y 23.8 unidades por metro, respectivamente. Estos niveles demuestran que el macizo se encontraba debilitado por sobrerotura, obligando a reforzar con un número elevado de pernos y resinas.

Tabla 12. Consumo y costo de pernos y resina

Mes	Pernos	Resina	Cemcom	Costo pernos+resina (S/.)	Pernos/m avance	Resina/m avance
Marzo	1 051	3 153	5 255	122,238	7.6	22.8
Abril	1 115	3 345	5 575	128,451	7.9	23.8

4.5.3. Comparativa consolidada de costos marzo – abril

Al sumar los costos de malla y de pernos+resinas, se observa que en marzo el gasto total de sostenimiento alcanzó S/. 172 890, mientras que en abril fue de S/. 188 269. El costo se elevó a S/. 15 379 mostrando ningún resultado de reducción, aunque el nivel sigue siendo alto para los metros avanzados en ambos meses.

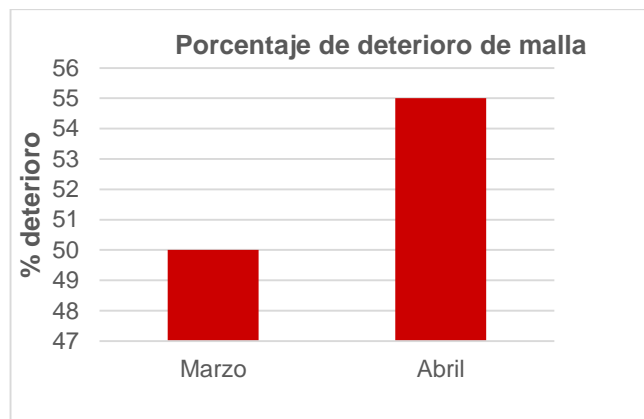


Figura 8. % de deterioro de malla electrosoldada

La proporción es clara: la malla representa más del 50% del costo total de sostenimiento, mientras que los pernos y resinas apenas un 5%. Esto significa que cualquier mejora en el diseño de voladura que reduzca el deterioro de malla tendrá un impacto inmediato y mucho mayor en los costos que una reducción en el consumo de pernos.

Tabla 13. *Comparativa de costos*

Mes	Costo malla (S/.)	Costo pernos+resina (S/.)	Costo total (S/.)
Marzo	50,652	122,238	172,890
Abril	59,818	128,451	188,269

4.5.4. Identificación de sobre costos por deterioro

El sobre costo se encuentra directamente en la fracción de malla que resultó deteriorada. En marzo, de los 63 rollos colocados, 32 fueron dañados, equivalentes a un área de aproximadamente 1 272 m², con un valor estimado de S/. 25 567 en pérdidas directas. En abril, de los 74 rollos colocados, 40 fueron dañados, con un área de 1 596 m² y un valor aproximado de S/. 32 079. Estos montos representan más del 45% de los costos de malla en cada mes.

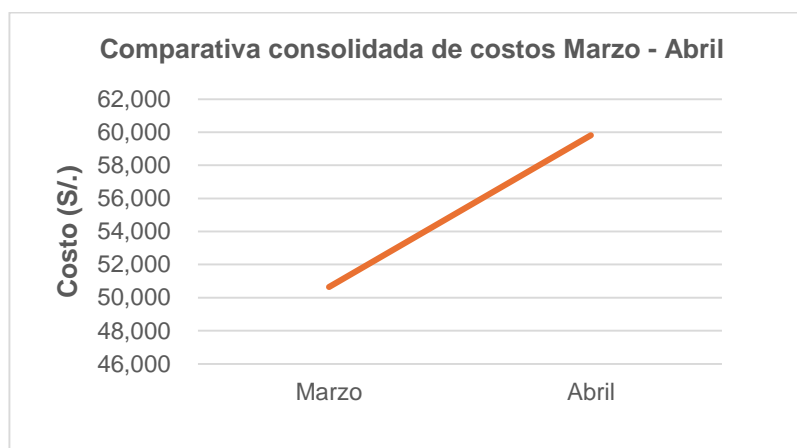


Figura 9. *Costos de marzo – abril*

Si el porcentaje de deterioro se redujera a un 25%, el costo de malla se reduciría casi a la mitad, generando ahorros de entre 20 y 25 mil soles por mes, lo que a escala anual representa cientos de miles de soles en ahorro. Este cálculo muestra la magnitud del sobre costo que actualmente soporta la operación minera debido a un diseño de voladura poco eficiente.

Tabla 14. *Sobre costo por deterioro*

Mes	Rollos deteriorados	m ² afectados	Costo estimado pérdidas (S/.)
Marzo	32	1 272	25,567
Abril	40	1 596	32,079

4.6. Analítica práctica de resultados

La analítica práctica de resultados busca interpretar de manera directa los datos recolectados en los meses de marzo y abril. No basta con ver cifras de rollos, pernos o costos; lo importante es relacionar esas cifras con el diseño de la voladura y con la eficiencia del sostenimiento. Por ello, este análisis organiza los resultados en cuatro aspectos centrales que muestran cómo la operación minera se ve afectada en lo técnico y en lo económico.

Los datos demuestran que el diseño de voladura actual presenta deficiencias que provocan altos niveles de sobrerotura, descajamiento en los hastiales, así como formaciones de bloques irregulares en la corona y hastiales. Esta sobrerotura se refleja en la pérdida de casi la mitad de la malla instalada, en el consumo elevado de pernos y resinas, y en costos de sostenimiento que superan los S/. 60 mil en un solo mes. La analítica práctica permite visualizar cómo cada variable está conectada y por qué es necesario un rediseño.

En este apartado se abordan de forma organizada: la relación entre voladura y deterioro de malla, el efecto de la sobrerotura sobre los costos, la influencia del rediseño propuesto y los beneficios esperados en la operación minera.

4.6.1. Relación entre diseño de voladura y deterioro de malla electrosoldada

El diseño de perforación y voladura es el punto de partida del problema. Un burden mal calculado o un espaciamiento inadecuado, un diseño de arranque deficiente generan concentraciones de energía que superan la resistencia del macizo. El resultado inmediato es la sobrerotura, que se traduce en grietas, caídas de roca y daño directo a la malla electrosoldada. Los resultados de marzo y abril confirman este patrón: cerca del 50% de la malla instalada resultó deteriorada.

La evidencia empírica muestra que no se trata de un accidente aislado, sino de una tendencia constante. En marzo se deterioraron 32 rollos de 63 instalados, mientras que en abril fueron 40 de 70. La relación es prácticamente la misma, lo que confirma que el problema está en el diseño de la malla de perforación y voladura y no en factores externos. En este sentido, la malla actúa como un “testigo” de la calidad de la voladura.

Tabla 15. *Voladura y deterioro de malla*

Mes	Rollos instalados	Rollos deteriorados	% Deterioro
Marzo	63	32	50%
Abril	74	40	54%

4.6.2. Efecto de la sobrerotura en el incremento de costos

La sobrerotura es el fenómeno más crítico en esta operación, así como la malla de perforación y voladura utilizada antiguamente. Cada metro de roca que se desprende fuera del perfil previsto obliga a colocar más malla, más pernos y más resinas. En términos monetarios, en marzo el sobre costo estimado por malla deteriorada fue de S/. 25 567, y en abril alcanzó S/. 32 079. Si a esto se le suma el gasto en pernos y resinas, el incremento de costos es aún mayor.

El costo total de sostenimiento en marzo fue de S/. 50 652. mientras que en abril se elevó mucho más a S/. 59 818. Aunque no se percibe una mejora, las cifras siguen siendo muy elevadas para el nivel de avance registrado. Esto significa que el efecto de la sobrerotura sigue presente y continúa generando un sobre costo considerable en la operación.

Tabla 16. Efecto económico de sobrerotura

Mes	Sobre costo malla (S/.)	Costo pernos+resina (S/.)	Costo total adicional (S/.)
Marzo	25,567	122,238	147,805
Abril	32,079	128,451	160,530

4.6.3. Influencia de la mejora del diseño de malla de perforación y voladura

La propuesta de mejora del nuevo diseño de malla de perforación y voladura busca redistribuir la energía de la voladura de manera uniforme. Al ajustar el nuevo diseño de arranque, el burden, el espaciamiento y la carga lineal, se consigue un perfil de excavación más controlado, con menos fracturas secundarias y con menor daño a la malla electrosoldada. En términos prácticos, significa reducir el porcentaje de deterioro de casi 50% a niveles cercanos al 25%.

Si se alcanza este objetivo, el ahorro en malla sería de al menos S/. 30 000 mensuales. Además, la reducción en el consumo de pernos y resinas sería significativa, ya que un macizo más estable requiere menos reforzamiento. Así, la influencia del nuevo diseño no solo es técnica, sino también económica y operativa.

Tabla 17. Ahorro en el diseño de malla

Escenario	% Deterioro	Costo malla (S/.)	Ahorro respecto a mayo
Actual (mayo)	54%	59,818	—
Propuesto (25% deterioro)	25.00%	~30,000	~24,500

4.6.4. Beneficios esperados de aplicar el nuevo diseño de malla

Los beneficios esperados de aplicar el nuevo diseño de malla se dividen en tres dimensiones: económica, técnica y de seguridad. En la parte económica, se espera una reducción sustancial en los costos de sostenimiento, que puede superar los S/. 250 000 anuales si se mantiene un ahorro mensual de 20 mil a 25 mil soles. En lo técnico, se logra un macizo más estable, con menos sobrerotura y un perfil de excavación más uniforme.

En la dimensión de seguridad, la reducción de caídas de roca y de fracturas inesperadas protege la integridad de los trabajadores y disminuye la exposición a riesgos durante la instalación de sostenimiento. La estabilidad lograda con el nuevo diseño evita retrabajos, facilita el ciclo de perforación y voladura y reduce el tiempo de inactividad.

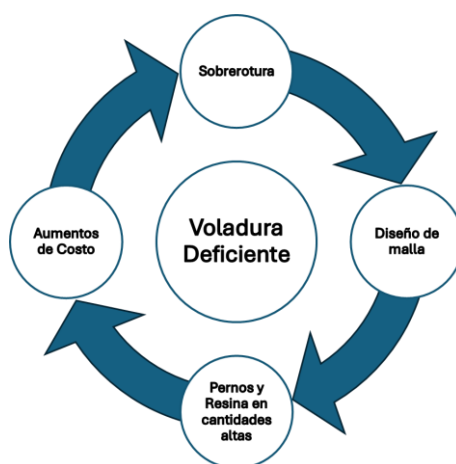


Figura 10. *Voladura previo mejoramiento*

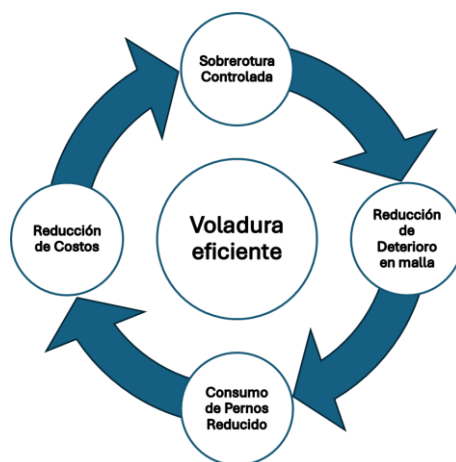


Figura 11. *Voladura post mejoramiento*

4.7. Propuesta de indicadores prácticos (KPIs de control)

La gestión del sostenimiento en minería subterránea requiere indicadores claros y medibles que permitan controlar los costos y evaluar la eficiencia de las operaciones. Los KPIs no solo son números, sino herramientas prácticas que ayudan a la supervisión diaria y a la toma de decisiones. En este apartado se proponen cuatro indicadores fundamentales: porcentaje de deterioro de malla, rollos de malla por metro de avance, pernos y resina por metro de avance, y costo unitario de sostenimiento por metro.

Cada uno de estos indicadores responde a un aspecto crítico identificado en los resultados: el alto deterioro de la malla, el consumo excesivo de materiales, y los sobrecostos asociados. Al establecer KPIs claros, se puede implementar un sistema de control que permita detectar desviaciones, aplicar correctivos y evaluar la efectividad del rediseño de voladura propuesto.

La propuesta busca que estos indicadores se calculen mensualmente y se comparen entre sí, generando un registro histórico que permita observar tendencias y tomar decisiones basadas en datos reales.

4.7.1. % de deterioro de malla electrosoldada aplicando el nuevo diseño de malla

El porcentaje de deterioro de malla es uno de los indicadores más importantes, pues refleja directamente la calidad del diseño de voladura y la estabilidad del macizo. Se calcula dividiendo los rollos de malla deteriorados entre los instalados, multiplicado por 100. En marzo se obtuvo 50% y en abril 54%, lo que demuestra que casi la mitad de la malla pierde su funcionalidad.

Este indicador es esencial porque permite cuantificar el nivel de ineficiencia en la instalación del sostenimiento. Un valor mayor a 30% debería considerarse crítico, ya que implica pérdidas económicas y mayor riesgo para los trabajadores. Con el nuevo rediseño de la malla de perforación y voladura, se logró reducir que este porcentaje disminuya progresivamente hasta valores entre 25% y 15%.

Tabla 18. % de deterioro

Mes	Rollos instalados	Rollos deteriorados	% Deterioro
Mayo	59	15	25%
Junio	53	8	15%

4.7.2. Rollos de malla por metro de avance

El consumo de malla por metro de avance es otro KPI práctico que permite controlar el gasto de material en relación con el avance real de la mina. Se calcula dividiendo los rollos de malla instalados entre los metros de avance logrados. En marzo, el consumo fue de 0.46 rollos/m, mientras que en abril fue de 0.5 rollos/m, mostrando un elevado consumo de malla electrosoldada. Con el nuevo diseño de malla de perforación y voladura se logró reducir el consumo en el mes de mayo a 0.42 rollos/m, mientras que en junio fue de 0.37rollos/m, mostrando una mejora en el costo de sostenimiento con malla electrosoldada.

Este indicador es importante porque traduce el uso de la malla en función del rendimiento productivo. Un valor elevado indica que se está gastando demasiada malla para poco avance, lo que evidencia ineficiencia. Con el rediseño, se espera lograr valores estables por debajo de 0.40 rollos/m.

Tabla 19. *Malla por metro de avance*

Mes	Rollos instalados	Avance (m)	Rollos/m
Mayo	59	138	0.42
Junio	53	141	0.37

4.7.3. Pernos y resina por metro de avance

El consumo de pernos y resina por metro de avance es un KPI que refleja la necesidad de reforzamiento adicional debido al deterioro de la excavación. Se calcula dividiendo el número de pernos o cápsulas de resina instalados entre el avance en metros. En marzo, el consumo fue de 7.6 pernos/m y 22.8 resinas/m; en abril, los valores fueron 7.9 pernos/m y 23.8 resinas/m; con el nuevo rediseño de la malla de perforación y voladura se logró reducir en el mes de mayo el consumo fue de 6.8pernos/m y 20.4 resinas/m; en junio; los valores fueron 6.3 pernos/m; y 19,1 resinas/m lográndose una reducción en los costos de insumos de sostenimiento.

Tabla 20. *Pernos y resina por metro*

Mes	Pernos	Avance (m)	Pernos/m	Resina	Resina/m
Mayo	942	138	6.8	2826	20.4
Junio	900	141	6.3	2700	19.1

4.7.4. Costo unitario de sostenimiento por metro

El costo unitario de sostenimiento por metro es el KPI más integral, pues combina el gasto en malla, pernos y resina con el avance obtenido. Se calcula dividiendo el costo total de sostenimiento entre los metros de avance. En los meses anteriores de marzo y abril se obtuvieron unos costos unitarios de sostenimiento que bordeaba entre 1335.24/m un monto mayor a los próximos meses. En mayo, el costo fue de S/. 1047.99/m, mientras que en junio se redujo a S/. 955.91/m, mostrando una mejora del 18%.

Este indicador permite evaluar la rentabilidad del sostenimiento y determinar cuánto está costando asegurar cada metro de avance. En minería, un costo unitario demasiado alto compromete la competitividad de la operación. El objetivo con la mejora del diseño es lograr un costo por debajo de S/. 1000/m, lo cual representaría un ahorro sostenido.

Tabla 21. *Costo unitario por sostenimiento*

Mes	Costo total (S/.)	Avance (m)	Costo unitario (S./m)
Mayo	144,623	138	1047.99
Junio	134,784	141	955.91

CONCLUSIONES

La primera conclusión, vinculada al objetivo general, es que la mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura contribuye a disminuir el costo unitario de sostenimiento en el subnivel estudiado. Esto se observa en la reducción del costo por metro de S/. 1335.24 a S/. 955.91 entre los meses comparados, lo que sugiere que ajustes técnicos en el patrón y en la carga explosiva pueden traducirse en ahorros operativos importantes. Es importante señalar que, aunque la reducción es consistente con el objetivo, el nivel de deterioro de malla sigue siendo elevado y por eso la conclusión es parcial: existe influencia positiva pero aún hay margen de mejora.

La segunda conclusión, relacionada con el primer objetivo específico, indica que el rediseño de la malla reduce el costo de instalación de malla electrosoldada, al requerir menos rollos por metro avanzado y menos reposiciones por deterioro. En los datos analizados se aprecia una bajada de rollos/m de 0.5 a 0.37 rollos/m y una disminución del costo asociado a malla entre mayo y junio; por tanto, la optimización de la geometría de perforación y la adecuada selección de parámetros de voladura inciden directamente en el consumo y en el costo de instalación de la malla.

La tercera conclusión, vinculada al segundo objetivo específico, establece que la mejora del diseño tiene un efecto sobre los costos de insumos de sostenimiento (pernos, resina y cemcom), aunque el impacto es menor en términos absolutos comparado con la malla. Los consumos de pernos y resina muestran una leve reducción entre los periodos (por ejemplo, pernos/m pasó de ~8.09 a ~6.3), lo que confirma que la estabilización parcial del macizo reduce la necesidad de reforzamiento, sin embargo, la mejora aún no alcanza niveles óptimos y demanda medidas complementarias de control geomecánico.

RECOMENDACIONES

En relación con la primera conclusión (influencia general del diseño sobre el costo unitario), se recomienda institucionalizar un programa de optimización de diseño de voladura que incluya mediciones periódicas de KPIs (costo/m, % deterioro, rollos/m, pernos/m) y un plan de control estadístico. Este programa debe incorporar herramientas sencillas de modelado y registrar datos de forma continua para permitir modelos de regresión que entreguen pendientes y R^2 , así se podrá cuantificar y validar la influencia técnica sobre costos antes de escalar cambios a toda la unidad.

Respecto a la segunda conclusión (reducción del costo de instalación de malla), la recomendación es revisar y ajustar parámetros concretos del patrón (burden, espaciamiento, secuencia y carga por metro) y evaluar la capacitación y mecanización parcial de la instalación de malla para disminuir errores humanos. También es aconsejable probar alternativas de mallas o refuerzos (W-straps, correas) en sectores piloto para comparar costo-beneficio, y así lograr una reducción sostenida del consumo de rollos y de reposiciones por deterioro.

En relación con la tercera conclusión (costos de insumos), se recomienda ejecutar un plan complementario de control geomecánico que incluya mapeo de fracturas, ajuste de diseño por sector y selección adecuada de explosivos y accesorios (evitar sobredimensionamiento de potencia donde no corresponde). Además, implementar auditorías de consumo por turno y verificar la calidad de instalación de pernos y resina permitirá bajar el uso excesivo de insumos. Finalmente, se sugiere formalizar una hoja de ruta para agregar análisis inferenciales (tests de hipótesis, p-valores) en la fase de tesis o seguimiento para corroborar estadísticamente las mejoras operativas.

DISCUSIONES

Los resultados obtenidos guardan similitud con antecedentes nacionales e internacionales que muestran que un rediseño del patrón de perforación y la optimización de carga explosiva pueden reducir costos de voladura y sus efectos colaterales. Estudios como el de Shoormasti et al. y casos nacionales reportados en tesis similares evidencian reducciones en costos de voladura y mejoras en fragmentación, y en nuestro caso se observa una reducción de costo unitario de sostenimiento que va en la misma dirección, no obstante, la magnitud del efecto en Alpayana es menor que en algunos estudios de referencia, posiblemente por diferencias geomecánicas y en la implementación práctica. Esto sugiere que, como en otros trabajos, la adaptación local es crucial.

Comparando con el antecedente de Llacctahuaman y Ordoñez (Andaychagua) y con Huachaca y Motta (Unidad Minera Anama), se aprecia que las investigaciones nacionales también reportaron ahorros relevantes al optimizar mallas y parámetros geométricos. En la tesis presente se confirma una tendencia similar, pero con variaciones operativas: la reducción del deterioro y del consumo existe, pero es parcial. En contraste con trabajos que reportaron coeficientes de correlación muy altos, aquí la evidencia es más descriptiva y se necesita análisis inferencial para comparar robustamente magnitudes (pendiente, R^2), por ello la discusión apunta a la necesidad de un fortalecimiento estadístico para contrastar resultados con mayor rigor.

Finalmente, desde una mirada práctica, la discusión resalta que la mejora del diseño no es la única variable que condiciona los costos: factores como tipo de explosivo (Emulnor 5000 en el caso estudiado), prácticas de instalación de malla (manual vs mecanizado) y condiciones geomecánicas (fracturación, RMR medio) influyen mucho en el valor final. Esto concuerda con antecedentes internacionales que recomiendan integrar geomecánica, selección de explosivos y control de calidad en la ejecución para alcanzar los beneficios reportados en literatura. La discusión concluye que los hallazgos son coherentes con antecedentes, pero requieren complementarse con análisis más profundos.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. POMA, M. et al. Drilling and Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. In: . 2020. p. 683–689.
2. FATTAHI, H, GHAEDI, H. y ARMAGHANI, D. Enhancing blasting efficiency: A smart predictive model for cost optimization and risk reduction. *Resources Policy*. 2024. Vol. 97, p. 105261. DOI 10.1016/j.resourpol.2024.105261.
3. PERINCEK, O., LOXTON, R., KULKARNI, S. y ARTHUR, D. D. Pattern Optimisation for Large Complex Blasts to Improve Fragmentation and Dig Efficiency. *Mathematical Geosciences*. 2025. Vol. 57, no. 3, p. 577–599. DOI 10.1007/s11004-024-10174-1.
4. CONDOR, O. et al. Optimization of Drilling and Blasting Processes through Mathematical Models to Increase Productivity in the SE Cutting Nv. 1680Tingo Mine, Compañía Minera Poderosa S.A.-Pataz-Peru, 2022. In: *21st LACCEI International Multi-Conference for Engineering, Education, and Technology*. Latin American and Caribbean Consortium of Engineering Institutions, 2023. ISBN 9786289520743. DOI 10.18687/LACCEI2023.1.1.469.
5. POMA, M. et al. Drilling-and-Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. In: 2020. p. 683–689.
6. GARCIA, M. et al. *Contabilidad de costos: una revisión a la literatura*. Online. 2024. Available from: <http://scielo.sld.cu/pdf/cofin/v18n1/2073-6061-cofin-18-01-e2.pdf>
7. BASTAMI, R. et al. Predicting and Minimizing the Blasting Cost in Limestone Mines Using a Combination of Gene Expression Programming and Particle Swarm Optimization. *Archives of Mining Sciences*. 2023. DOI 10.24425/ams.2020.135180.
8. BENNETT, G., MANGUYE, S. y BUDEBA, M. Causes and Consequences of Inefficient Drilling and Blasting in Mine Development Headings: A Case Study of Hard Rock Gold Mining Operations in Northern Tanzania. *Tanzania Journal of Engineering and Technology*. 2024. Vol. 43, no. 1, p. 74–86. DOI 10.52339/tjet.v43i1.992.
9. LLACTAHUAMAN, L. y ORDOÑEZ, E. Diseño de malla de perforación y voladura y su influencia en la reducción de costos en el nivel 1250 Unidad minera *Andaychagua – contrata minera iesa S.A.* Online. Tesis de pregrado. Lircay: Universidad Nacional de Huancavelica, 2022. Available from: <https://repositorio.unh.edu.pe/items/7e077dc9-b143-4226-b198-f78cf39e88f7>
10. HUACHACA, R. y MOTTA, C. Nuevo diseño de malla de perforación y voladura para reducir costos en la U.E.A. Valeria - Unidad minera Anama - Compañía minera anabí S.A.C. Online. Tesis de pregrado. Abancay: Universidad Nacional Micaela Bastidas de

Apurímac, 2024. Available from:
<https://repositorio.unamba.edu.pe/handle/UNAMBA/1566>

11. YUSSUPOV, K. et al. Optimization of the drilling and blasting process to improve fragmentation by creating of a preliminary stress in a block. *E3S Web of Conferences*. 2021. Vol. 280, p. 08015. DOI 10.1051/e3sconf/202128008015.
12. MONTAÑO, J. et al. Incremento del desempeño del sistema de perforación y voladura en la explotación minera el Lucero. *Bistua Revista de la Facultad de Ciencias Básica*. 2023. Vol. 19, no. 1, p. 70–74. DOI 10.24054/bistua.v19i1.946.
13. MEJÍA, M., MORALES, K. y CHACHA, D. Sistema de ventilación para labores subterráneas de la empresa PRODUMIN S.A. *ConcienciaDigital*. 2020. Vol. 3, no. 2.2, p. 154–168. DOI 10.33262/concienciadigital.v3i2.2.1253.
14. POMASONCCO, A. et al. Pre-split blasting design to reduce costs and improve safety in underground mining. *Energy Reports*. 2022. Vol. 8, p. 1208–1225. DOI 10.1016/j.egy.2022.07.109.
15. AFRASIABIAN, B., AHANGARI, K. y NOORZAD, A. Study on the effects of blast damage factor and blast design parameters on the ground vibration using 3D discrete element method. *Innovative Infrastructure Solutions*. 2020. Vol. 5, no. 2, p. 37. DOI 10.1007/s41062-020-0286-0.
16. POMA, M. et al. Drilling and Blasting Mesh Design for Underground Mining Using the Holmberg Method. In: . 2020. p. 683–689.
17. ALEJANO, L. Rock Mass Classification Systems: A Useful Rock Mechanics Tool, Often Misused. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2024. DOI 10.1007/s00603-02404087-y.
18. LIU, Q. et al. Intelligent Identification of Surrounding Rock Grades Based on a Self-Developed Rock Drilling Test System. *Buildings*. 2024. Vol. 14, no. 7, p. 2176. DOI 10.3390/buildings14072176.
19. PUTRA, D. et al. The impact of underground support and mine opening profiles on the economics of underground mining projects. *IOP Conference Series: Earth and Environmental Science*. 2024. Vol. 1437, no. 1, p. 012033. DOI 10.1088/1755-1315/1437/1/012033.
20. EWIDA, S. et al. Flexural Behavior of One-Way Slabs Reinforced with Welded Wire Mesh under Vertical Loads. *Civil Engineering Journal*. 2022. Vol. 8, no. 4, p. 654–670. DOI 10.28991/CEJ-202208-04-03.
21. KANG, H. et al. Experimental Study on the Performance of Different Meshes Under Quasi-Static Loading. *Rock Mechanics and Rock Engineering*. 2022. Vol. 55, no. 1, p. 249–258. DOI 10.1007/s00603-021-02651-4.

22. BARAHONA, L. et al. Apuntes al método científico en el siglo XXI desde una perspectiva jurídica. *Bibliotecas. Anales de Investigación*. Online. 2023. Vol. 19, no. 1, p. 1–7. Available from: <https://dialnet.unirioja.es/servlet/articulo?codigo=9107696>
23. RUIZ, C. y VALENZUELA, M. *Metodología de la investigación*. Lima, Perú: Universidad Nacional Autónoma de Tayacaja Daniel Hernández Morillo (UNAT) - Fondo Editorial, 2022.
24. ARIAS, J. et al. *Metodología de la investigación*. Online. Puno, Perú: Instituto Universitario de Innovación Ciencia y Tecnología Inudi Perú S.A.C., 2022. Available from: <https://doi.org/10.35622/inudi.b.016>
25. HUAIRE, E. et al. *Tesis fácil. El arte de dominar el método científico*. Online. 1a. Lima: Casa Editorial Analética, 2022. Available from:
https://www.google.com.pe/books/edition/Tesis_f%C3%A1cil_El_arte_de_dominar_e_l_m%C3%A9todo/PDJcEAAAQBAJ?hl=es&gbpv=0

ANEXOS

Anexos 1. *Matriz de consistência*

Problema	Objetivo	Hipótesis	Variables	Dimensiones	Indicadores	Metodología
General: ¿De qué manera influye la mejora del diseño de la malla de perforación y voladura en la reducción del costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE, Nivel 19, veta Esperanza, ¿Unidad Minera Alpayana?	General: Determinar la influencia de la mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura sobre el costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE.	General: La mejora en el diseño de la malla de perforación y voladura influye significativamente en la reducción del costo unitario de sostenimiento en el subnivel 994 NE.	Independiente (X): Diseño de malla de perforación y voladura.	X1: Parámetros de la malla.	- Diámetro de perforación (mm). - N° de taladros. - Dimensiones de la labor (m). - Longitud y orientación de perforación.	Tipo: Aplicada. Nivel: Explicativo.
				X2: Calidad de la roca.	- Burden y espaciamiento. - Explosivos (kg/m, kg/t). - Calidad de roca (RQD, RMR, GSI).	Método: Científico. Diseño: Experimental comparativo.
Específicos: 1. ¿Cómo influye el rediseño de la malla en el costo de instalación de malla electrosoldada? 2. ¿Cómo influye en el costo de insumos de sostenimiento?	Específicos: 1. Determinar la influencia en el costo de instalación de malla electrosoldada. 2. Determinar la influencia en los costos de insumos de sostenimiento.	Específicos: 1. El rediseño influye significativamente en la reducción del costo de instalación de malla electrosoldada. 2. El rediseño influye significativamente en la reducción del costo de insumos de sostenimiento.	Dependiente (Y): Costo unitario de sostenimiento.	X1: Parámetros de la malla. X2: Calidad de la roca.	- Costo unitario malla (S/).	Técnica: Observación directa.

Anexos 2. Instrumentos para recolección de datos

Subpartida	Unidad	Precio (S/.)	Cantidad	Subtotal (S/.)
a. Instalación de malla electrosoldada				
Costo unitario de malla (soles/malla)	unidad	520	10	5,200.00
Costo unitario por m ² (soles/m ²)	m ²	20.1	50	1,005.00
b. Insumos de sostenimiento				
Rollos de malla	unidad	520	8	4,160.00
Pernos helicoidales	unidad	58	40	2,320.00
Resina + cemco	unidad	8	20	160
Total estimado	—	—	—	12,845.00

Anexos 3. Fotos

Foto 1 Malla de perforación y voladura convencional



Foto 2 Daño a la malla electrosoldada y sobreroturas en el techo y hastial



Foto 3 Diseño de malla de perforación



Foto 4 Malla de perforación y voladura mejorada



Foto 5 Menor daño a la malla electrosoldada y sección controlada



Foto 6 Mejor distribución de los pernos y malla electrosoldada



Anexos5.

5.1 Cálculos generales para el nuevo diseño de malla de perforación y Voladura con roca RMR 40 – 60

5.1.1 Cálculos de la sección

a. Área de la sección

$$A = \left(\frac{\pi * r^2}{2}\right) + (r(A - (2 * r))) + (A(H - r))$$

Donde:

R: Radio de corona (m)

A: Ancho de labor (m)

H: Altura de labor (m)

$$A = \left(\frac{\pi * 0.9^2}{2}\right) + (0.9(3.5 - (2 * 0.9))) + (3.5(3.5 - 0.9))$$

$$A = 11.9\text{m}^2$$

b. Perímetro de la sección

$$P = (\pi * r) + 2(H - r) + 2(A - r)$$

Donde:

R: Radio de corona (m)

A: Ancho de labor (m)

H: Altura de labor (m)

$$P = (\pi * 0.9) + 2(3.5 - 0.9) + 2(3.5 - 0.9)$$

$$P = 13.23\text{m}$$

c. Volumen

$$V = A * \text{Avance efectivo}$$

Donde:

A: Área de sección

$$V = 11.9 * (0.3048 * 9)$$

$$V = 32.64 \text{m}^3$$

d. Consumo de explosivos

$$CE = \frac{0.56 * P * \tan\left(\frac{GSI+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-RQD}{3.3}}}$$

Donde:

P: Densidad de roca (Ton/m³)

GSI: Índice resistencia geológica

RQD: Designación de la calidad de roca (%)

$$CE = \frac{0.56 * 2.7 * \tan\left(\frac{51+15}{2}\right)}{\sqrt[3]{\frac{115-50}{3.3}}}$$

$$CE = 0.36 \text{Kg/m}^3$$

e. Determinación de la constante de roca (c) LANGERFORS

$$C = 0.8784 * CE + 0.052$$

Donde:

CE: Consumo de explosivo

$$C = 0.8784 * 0.36 + 0.052$$

$$C = 0.37 \text{Kg/m}^3$$

f. Avance efectivo de perforación

$$L = LB * EP$$

Donde:

LB: Longitud de barra (m)

EP: Eficiencia de perforación(m)

$$L = (10 * 0.3048) * 90\%$$

$$L = 2.7 \text{m}$$

g. Calculo del diámetro equivalente de los taladros de alivio (D_e)

$$D_e = d_1 * \sqrt{N}$$

Donde:

D1: Diámetro de broca de rimado (m)

N: Numero de taladros de alivio (m)

$$D_e = 0.076 * \sqrt{3}$$

$$D_e = 0.135 \text{m}$$

- h. Cálculo del avance óptimo de perforación por R. Holmberg

$$L = 0.15 + 34.1 * DA - 39.4 * D_A^2$$

Donde:

Da: Diámetro de taladro de alivio (m)

$$L = 0.15 + 34.1 * 0.076 - 39.4 * 0.076^2$$

$$L = 2.5 \text{ m}$$

- i. Concentración lineal de carga (q_0)

$$q_0 = \rho \frac{\pi D_{exp}^2}{4}$$

Donde:

P: Densidad del explosivo (g/cm³)

Dexp: Diámetro del explosivo (m)

$$q_0 = 1.16 * \frac{\pi * 0.0381^2}{4}$$

$$q_0 = 1.322 \text{ kg/m}$$

- j. Cálculo de error de perforación (F)

$$F = (\alpha * L) + e$$

Donde:

α : Desviación de perforación (mm/m)

L: Longitud efectiva de perforación (m)

e: Error de empate (mm/m)

$$F = (0.02 * 2.7) + 0.02$$

$$F = 0.074$$

5.1.2 Cálculo para el diseño del arranque

- a. Burden en el primer cuadrante arranque

Si:

La desviación del taladro de perforación es 0.5% a 1.5%

$$B1 = 1.5 * D_e$$

Si:

La desviación del taladro es mayor a 1%

$$B1 = 1.7 * D_e$$

En este caso para el diseño del burden del primer cuadrante de arranque de la nueva malla de perforación utilizaremos la segunda fórmula. Esto permite la apertura de la segunda cara libre y esta direccionada con una inclinación de salida de los fragmentos hacia el piso para no generar demasiado daño al sostenimiento.

$$B1 = 1.7 * 0.14$$

$$B1 = 0.24\text{m}$$

- b. Calculo del ancho de abertura del primer cuadrante de arranque

$$A_p = B1 * \sqrt{2}$$

Donde:

B1: Burden del primer cuadrante de arranque (m)

$$A_p = 0.24 * \sqrt{2}$$

$$A_p = 0.33$$

- c. Longitud de taco de los taladros del primer cuadrante de arranque

$$T1 = 1.98 * D_e$$

Donde:

D_e: Diámetro equivalente

$$T1 = 1.98 * 0.135$$

$$T1 = 0.3\text{m}$$

- d. Longitud de carga de columna de explosivos

$$L_c = L - T1$$

Donde:

L: Longitud efectiva de perforación

T1: Longitud de taco

$$L_c = 2.7 - 0.3$$

$$L_c = 2.4\text{m}$$

- e. Cantidad de kilogramos de explosivos por taladro en el primer cuadrante de arranque

$$Q = L_c * Q_0$$

Donde:

L_c: Longitud de carga de columna de explosivos (m)

Q₀: Concentración lineal de carga (Kg/m)

$$Q = 2.4 * 1.33$$

$$Q = 3.192 \text{ Kg/Taladro}$$

5.1.3 Calculo del primer cuadrante

- a. Calculo del burden del primer cuadrante

$$B_{1max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS}{D_b * c}} \right]$$

Donde:

A_{h1} : Ancho de apertura de arranque (m)

q_0 : concentración lineal de carga (Kg/m)

D_b : Diámetro de taladro de alivio (m)

RWS : Potencia relativa en peso del explosivo (%)

C : constante de la roca (Kg/m³)

$$B_{1max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.33 * 1.32 * 1.05}{0.076 * 0.37}} \right]$$

$$B_{1max} = 0.4m$$

- b. Determinación del ancho de apertura del primer cuadrante

$$Ah_1 = \sqrt{(B_{1max} + B_1)^2 + (B_{1max} + B_1)^2}$$

Donde:

B_{1max} : Burden máximo del primer cuadrante (m)

B_1 : Burden de arranque (m)

$$Ah_1 = \sqrt{(0.4 + 0.24)^2 + (0.4 + 0.24)^2}$$

$$Ah_1 = 0.9m$$

- c. Longitud de taco de los taladros del primer cuadrante

$$T1 = 1.98 * De$$

Donde:

De : Diámetro equivalente

$$T1 = 1.98 * 0.135$$

$$T1 = 0.3m$$

- d. Longitud de carga de columna de explosivos

$$Lc = L - T1$$

Donde:

L : Longitud efectiva de perforación

$T1$: Longitud de taco

$$Lc = 2.7 - 0.3$$

$$Lc = 2.4m$$

- e. Cantidad de kilogramos de explosivos por taladro en el primer cuadrante

$$Q = Lc * Q_0$$

Donde:

Lc : Longitud de carga de columna de explosivos (m)

Qo: Concentración lineal de carga (Kg/m)

$$Q = 2.4 \times 1.33$$

$$Q = 3.192 \text{ Kg/Taladro}$$

5.1.4 Cálculo del segundo cuadrante

a. Cálculo del burden del segundo cuadrante

$$B_{2max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h1} * q_0 * RWS}{D_b * c}} \right]$$

Donde:

A_{h1} : Ancho de apertura del primer cuadrante (m)

q_0 : concentración lineal de carga (Kg/m)

D_b : Diámetro de taladro de alivio (m)

RWS : Potencia relativa en peso del explosivo (%)

C : constante de la roca (Kg/m³)

$$B_{2max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{0.9 * 1.32 * 1.05}{0.076 * 0.37}} \right]$$

$$B_{2max} = 0.6m$$

b. Determinación del ancho de apertura del segundo cuadrante

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (B_{2max} + \frac{A_{h1}}{2})$$

Donde:

B_{2max} : Burden máximo del segundo cuadrante (m)

A_{h1} : Espaciamiento de apertura del primer cuadrante (m)

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (0.6 + \frac{0.9}{2})$$

$$Ah_2 = 1.5m$$

c. Longitud de taco de los taladros del segundo cuadrante

$$T2 = 3.85 * De$$

Donde:

De : Diámetro equivalente

$$T2 = 3.85 * 0.135$$

$$T2 = 0.5m$$

d. Longitud de carga de columna de explosivos

$$Lc = L - T2$$

Donde:

L: Longitud efectiva de perforación

T2: Longitud de taco

$$L_c = 2.7 - 0.5$$

$$L_c = 2.2m$$

e. Cantidad de kilogramos de explosivos por taladro en el segundo cuadrante

$$Q = L_c \times Q_0$$

Donde:

Lc: Longitud de carga de columna de explosivos (m)

Qo: Concentración lineal de carga (Kg/m)

$$Q = 2.2 \times 1.33$$

$$Q = 3 \text{ Kg/Taladro}$$

5.1.5 Cálculo del tercer cuadrante

a. Cálculo del burden del tercer cuadrante

$$B_{3max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{A_{h2} * q_0 * RWS}{D_b * c}} \right]$$

Donde:

A_{h2} : Ancho de apertura del segundo cuadrante (m)

q_0 : concentración lineal de carga (Kg/m)

D_b : Diámetro de taladro de alivio (m)

RWS: Potencia relativa en peso del explosivo (%)

C: constante de la roca (Kg/m³)

$$B_{3max} = 0.088 * \left[\sqrt{\frac{1.5 * 1.32 * 1.05}{0.076 * 0.37}} \right]$$

$$B_{3max} = 0.8m$$

b. Determinación del ancho de apertura del tercer cuadrante

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (B_{3max} + \frac{Ah_2}{2})$$

Donde:

B_{2max} : Burden máximo del segundo cuadrante (m)

A_{h1} : Espaciamiento de apertura del primer cuadrante (m)

$$Ah_2 = \sqrt{2} * (0.8 + \frac{1.5}{2})$$

$$Ah_2 = 2.2m$$

- c. Longitud de taco de los taladros del tercer cuadrante

$$T2 = 3.85 * De$$

Donde:

De: Diámetro equivalente

$$T2 = 3.85 * 0.135$$

$$T2 = 0.5m$$

- d. Longitud de carga de columna de explosivos

$$Lc = L - T2$$

Donde:

L: Longitud efectiva de perforación

T2: Longitud de taco

$$Lc = 2.7 - 0.5$$

$$Lc = 2.2m$$

- e. Cantidad de kilogramos de explosivos por taladro en el tercer cuadrante

$$Q = Lc \times Qo$$

Donde:

Lc: Longitud de carga de columna de explosivos (m)

Qo: Concentración lineal de carga (Kg/m)

$$Q = 2.2 \times 1.33$$

$$Q = 2.93 \text{ Kg/Taladro}$$

5.1.6 Cálculo de taladros desacoplados en corona

- a. Determinación del espaciamiento de los taladros de corona

$$Sc = K \times Db$$

Donde:

K: la constante de K varia de 15 a 16

Db: Diámetro de perforación (m)

$$Sc = 15 * 0.045$$

$$Sc = 0.7m$$

- b. Cálculo del burden en corona

$$B_{\max \text{ corona}} = \frac{Scorona}{0.8}$$

Donde:

Scorona: Espaciamiento entre taladros de corona (m)

$$B_{\max \text{ corona}} = \frac{0.67}{0.8}$$

$$B_{\max \text{ corona}} = 0.8m$$

- c. Calculo del burden practico en corona

$$B_{\text{pract corona}} = B_{\text{max corona}} - L \cdot \text{Sen} \beta - F$$

Donde:

L: Longitud efectiva de perforación (m)

β : Angulo de desviación del taladro de corona (°)

F: error de perforación

$$B_{\text{pract corona}} = 0.8 - 2.7 \cdot \text{Sen} 3 - 0.037$$

$$B_{\text{pract corona}} = 0.62 \text{ m}$$

- d. Numero de taladros en corona

$$N^{\circ} \text{ tal corona} = \frac{A}{B_{\text{max corona}} \times 0.8}$$

Donde:

Bmax corona: Burden máximo de la corona (m)

$$N^{\circ} \text{ tal corona} = \frac{3.5}{0.8 \times 0.8}$$

N° tal corona = 5 taladros

- e. Longitud de taco de corona

$$T_{\text{corona}} = B_{\text{max corona}}$$

$$T_{\text{corona}} = 0.8 \text{ m}$$

- f. Longitud de carga de columna explosiva

$$L_c = 2.7 - 0.8$$

$$L_c = 1.9 \text{ m}$$

- g. Número de cartuchos desacoplados por taladros en la corona

$$N_c = \frac{L_c - 0.35}{0.328}$$

Donde:

Lc: Longitud de carga de explosivo

$$N_c = \frac{1.9 - 0.35}{0.328}$$

Nc = 4 cartuchos/taladro

5.1.7 Calculo de los taladros de arrastre o zapatera

- a. Calculo del burden de los taladros de arrastre

$$B_{\text{max}}(\text{m}) = 0.9 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}}\right)}{c \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}\right) \times F \cdot S / B}}$$

Donde:

RWS: potencia relativa en peso del explosivo (%)

Q: carga lineal de explosivo (Kg/m)

C: Constante de roca (Kg/m³)

F: Factor de fijación

S/B: Relación de espaciamiento y burden

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	relación (S/B)
Hacia arriba y horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25

Para el nuevo diseño de malla de perforación los taladros de arrastre se perforarán con una inclinación de 3° con dirección hacia abajo, esto permitirá que los operadores de scoop tram puedan limpiar a gradiente el piso sin ningún inconveniente y no existirá la presencia de pisos irregulares.

$$B_{\max}(m) = 0.9 \times \sqrt{\frac{1.05 \times 1.32}{0.9 \times 1.2 \times 1.25}}$$

$$B_{\max}(m) = 0.9m$$

b. Cálculo del burden práctico de arrastre

$$B_{\text{prac arrastre}} = B_{\max} - L \cdot \sin\beta - F$$

Donde:

B_{max}: Burden máximo de arrastre (m)

L: Longitud de perforación (m)

B: Angulo de inclinación de los taladros de arrastre

F: error de perforación

$$B_{\text{prac arrastre}} = 0.9 - 2.7 \cdot \sin 3^\circ - 0.037$$

$$B_{\text{prac arrastre}} = 0.72m$$

c. Cálculo del número de taladros en arrastre

$$N^\circ \text{ Tal arrastre} = \frac{A + 2 \cdot L \cdot \sin\beta}{B_{\max} \cdot S/B} + 1$$

Donde:

A: Ancho de la labor (m)

L: Longitud de perforación (m)

B: ángulo de inclinación de los taladros de arrastre de perforación
(°)

S/B: Relación espaciamento y burden

$$N^{\circ} \text{ Tal arrastre} = \frac{3.5+2 \times 2.7 \times \text{sen}3}{0.9 \times 1.25} + 1$$

$$N^{\circ} \text{ Tal arrastre} = 5 \text{ taladros}$$

d. Determinación del espaciamento de los taladros de arrastre centrales

$$\text{Stal centrales de arrastre} = \frac{A+2XL\text{sen}\beta}{N^{\circ} \text{ Tal arrastre}-1}$$

$$\text{Stal centrales de arrastre} = \frac{A+2XL\text{sen}\beta}{N^{\circ} \text{ Tal arrastre}-1}$$

Donde:

A: Ancho de labor (m)

L: Longitud de perforación (m)

B: Ángulo de inclinación con la horizontal en el arrastre (°)

$$\text{Stal centrales de arrastre} = \frac{3.5+2 \times 2.7 \times \text{sen}3}{5-1}$$

$$\text{Stal centrales de arrastre} = 1 \text{ m}$$

e. Determinación del espaciamento de los taladros de arrastre en las esquinas

$$S \text{ arrastre esquina} = S - A \cdot \text{sen}\beta$$

Donde:

S: Espaciamento de taladros centrales (m)

A: Ancho de labor (m)

B: Ángulo de inclinación con la horizontal en el arrastre (°)

$$S \text{ arrastre esquina} = 1 - 3.5 \cdot \text{sen}3$$

$$S \text{ arrastre esquina} = 0.8 \text{ m}$$

f. Cálculo de la longitud de taco de arrastre

$$T \text{ arrastre} = 10 \times D$$

Según López Jiménez para calcular el taco debe cumplir la piedra es “ $B \leq 0.6L$ ”

Donde:

D: Diámetro de perforación de arrastre

Para aplicar la siguiente fórmula según López Jiménez cumple con dicha afirmación.

$$T \text{ arrastre} = 10 \times 0.051$$

$$\text{Tarrastrre} = 0.51\text{m}$$

- g. Calculo de la longitud de carga de explosivo en arrastre

$$L_c = L - \text{Tarrastrre}$$

$$L_c = 2.7 - 0.5$$

$$L_c = 2.2\text{m}$$

- h. Números de cartuchos por taladro en arrastre

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{L_c}{0.2032}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = \frac{2.2}{0.2032}$$

$$N_{\text{cartuchos}} = 11 \text{ Cartuchos de explosivos/ taladro}$$

5.1.8 Calculo de los taladros desacoplados en hastiales

- a. Calculo del burden de los taladros de hastial

$$B_{\text{max}}(\text{m}) = 0.9 \times \sqrt{\frac{RWS \times q \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}}\right)}{c \left(\frac{\text{Kg}}{\text{m}^3}\right) \times F \times S/B}}$$

Donde:

RWS: potencia relativa en peso del explosivo (%)

Q: carga lineal de explosivo (Kg/m)

C: Constante de roca (Kg/m³)

F: Factor de fijación

S/B: Relación de espaciamento y burden

Dirección de salida de los taladros	Factor de fijación (f)	relación (S/B)
Hacia arriba y horizontal	1.45	1.25
Hacia abajo	1.2	1.25

$$B_{\text{max}}(\text{m}) = 0.9 \times \sqrt{\frac{1 \times 1.32}{0.9 \times 1.45 \times 1.25}}$$

$$B_{\text{max}}(\text{m}) = 0.8\text{m}$$

- b. Calculo del burden practico en taladros de hastial

$$B_{\text{prac hastial}} = \frac{0.2755 \times A}{2}$$

Donde:

A: Altura de la labor (m)

$$B_{\text{prac hastial}} = \frac{0.2755 \times 3.5}{2}$$

$$B_{\text{prac hastial}} = 0.5\text{m}$$

- c. Cálculo del espaciamiento de taladros de hastiales

$$S_{\text{hastiales}} = 0.3345 \times (H - r)$$

Donde:

H: Altura de la labor (m)

R: Radio de curvatura de corona (m)

$$S_{\text{hastiales}} = 0.3345 \times (3.5 - 0.9)$$

$$S_{\text{hastiales}} = 0.9\text{m}$$

- d. Cálculo del número de taladros en hastial

$$N^{\circ} \text{ tal hastial} = \frac{H-r}{S/B}$$

Donde:

H: Altura de labor (m)

R: Radio de corona (m)

S: Espaciamiento hastial (m)

B: Burden hastial (m)

$$N^{\circ} \text{ tal hastial} = \frac{3.5-0.9}{0.8/1}$$

$$N^{\circ} \text{ tal hastial} = 4 \text{ Taladros}$$

- e. Longitud de taco en hastial

$$T_{\text{hastial}} = B_{\text{max hastial}}$$

$$T_{\text{hastial}} = 0.8\text{m}$$

- f. Longitud de carga de columna de explosivo en hastial

$$L_c = L - T_{\text{hastial}}$$

$$L_c = 2.7 - 0.8$$

$$L_c = 1.9\text{m}$$

- g. Número de cartuchos por taladro en hastial

$$N_c = \frac{A - S_{\text{hastial}}}{0.8}$$

$$N_c = \frac{3.5-0.9}{0.8}$$

$$N_c = 4 \text{ cartuchos/Taladro}$$