



UNIVERSIDAD NACIONAL DEL ALTIPLANO
FACULTAD DE INGENIERÍA DE MINAS
ESCUELA PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA
LA REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN LA
GALERÍA 206E - UNIDAD MINERA
YANAQUIHUA S.A.C.**

TESIS

PRESENTADA POR:

Bach. HUGO HERNAN MAMANI CHIQUI

PARA OPTAR EL TÍTULO PROFESIONAL DE:

INGENIERO DE MINAS

PUNO – PERÚ

2024



Reporte de similitud

NOMBRE DEL TRABAJO

**DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y
VOLADURA PARA LA REDUCCIÓN DE CO
STOS UNITARIOS EN LA GALERÍA 206E -**

AUTOR

HUGO HERNAN MAMANI CHIQUI

RECuento DE PALABRAS

24298 Words

RECuento DE CARACTERES

131152 Characters

RECuento DE PÁGINAS

139 Pages

TAMAÑO DEL ARCHIVO

2.9MB

FECHA DE ENTREGA

Aug 14, 2024 11:50 AM GMT-5

FECHA DEL INFORME

Aug 14, 2024 11:53 AM GMT-5

● 3% de similitud general

El total combinado de todas las coincidencias, incluidas las fuentes superpuestas, para cada base de datos.

- 3% Base de datos de Internet
- Base de datos de Crossref
- 2% Base de datos de trabajos entregados
- 0% Base de datos de publicaciones
- Base de datos de contenido publicado de Crossref

● Excluir del Reporte de Similitud

- Material bibliográfico
- Material citado
- Material citado
- Coincidencia baja (menos de 12 palabras)



Lucio Arica Gutierrez
INGENIERO DE MINAS
CIP 128622
DOCENTE UNAP



Dr. Americo Ariza Avalos
Director de la Unidad de Investigación
Facultad de Ingeniería de Minas

Resumen



DEDICATORIA

A mi querida madre

A mi padre

A mis hermanos,

Para todos ellos mi especial afecto.

*A mis padres por darme la mejor educación
y enseñarme que todas las cosas hay que
valorara para lograr los objetivos de la
vida.*

Hugo H. Mamani Chiqui



AGRADECIMIENTOS

Un sincero agradecimiento a la Universidad Nacional del Altiplano – Facultad de Ingeniería de Minas, que a través de sus docentes impartieron conocimientos, para el desenvolvimiento profesional.

Mi más profundo agradecimiento al M.Sc. Lucio Quea Gutierrez, por su apoyo incondicional en la ejecución de este trabajo de investigación, como asesor de tesis y a todas las personas que me apoyaron moralmente e hicieron posible la realización de mi tesis.

Hugo H. Mamani Chiqui



ÍNDICE GENERAL

	Pág.
DEDICATORIA	
AGRADECIMIENTOS	
ÍNDICE GENERAL	
ÍNDICE DE TABLAS	
ÍNDICE DE FIGURAS	
ACRÓNIMOS	
RESUMEN	15
ABSTRACT.....	16
CAPÍTULO I	
INTRODUCCIÓN	
1.1. EXPOSICIÓN DE LA SITUACIÓN PROBLEMÁTICA	18
1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA.....	20
1.2.1. Problema general.....	20
1.2.2. Problemas específicos.	20
1.3. PLANTEAMIENTO DE LOS OBJETIVOS.....	21
1.3.1. Objetivo general.	21
1.3.2. Objetivos específicos.	21
1.4. JUSTIFICACIÓN	22
1.4.1. Justificación teórica.....	22
1.4.2. Justificación técnica.	22
1.4.3. Justificación académica.....	22
1.4.4. Justificación económica.	23
1.4.5. Justificación práctica.	23



1.5.	PLANTEAMIENTO DE LAS HIPÓTESIS.....	24
1.5.1.	Hipótesis general.....	24
1.5.2.	Hipótesis específicas.....	24
1.6.	LIMITACIONES Y DELIMITACIONES.....	25

CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1.	ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN.....	26
2.1.1.	Antecedentes internacionales.....	26
2.1.2.	Antecedentes nacionales.....	27
2.1.3.	Antecedentes locales.....	30
2.2.	MARCO TEÓRICO	32
2.2.1.	Minería subterránea.....	32
2.2.1.1.	Definición y características.....	32
2.2.1.2.	Método de explotación subterránea.....	33
2.2.1.3.	Desarrollo de galerías en minería subterránea.....	34
2.2.2.	Perforación en minería subterránea.....	35
2.2.2.1.	Principios de perforación.....	35
2.2.2.2.	Tipos de perforación.....	36
2.2.2.3.	Accesorios de perforación.....	37
2.2.3.	Voladura en minería subterránea.....	38
2.2.3.1.	Fundamentos de la voladura de rocas.....	38
2.2.3.2.	Tipos de explosivos utilizados en minería subterránea.....	39
2.2.3.3.	Accesorios de voladura.....	41
2.2.4.	Diseño de malla de perforación y voladura.....	42
2.2.4.1.	Malla de perforación en minería subterránea.....	42



2.2.4.2. Cuele o arranque.	43
2.2.4.3. Parámetros de diseño de malla.....	43
2.2.4.4. Factores que influyen en el diseño de malla.	44
2.2.4.5. Métodos de cálculo.	44
2.2.4.6. Cálculo de voladura.	54
2.2.4.7. Arrastres.....	60
2.2.4.8. Núcleo.	62
2.2.4.9. Contorno.....	62
2.2.5. Costos unitarios en operaciones mineras.	64
2.2.5.1. Estructura de costos en minería.	64
2.2.5.2. Costos unitarios en operaciones mineras.	64
2.2.5.3. Factores que influyen en los costos unitarios de perforación y voladura.....	65
2.2.6. Relación entre el diseño de malla y los costos unitarios.....	67
2.2.6.1. Estructura de costos en minería.	67
2.2.6.2. Impacto del diseño de malla en la eficiencia operativa.	67
2.2.6.3. Influencia del diseño de malla en el consumo de recursos.	68
2.2.6.4. Reducción de costos mediante la optimización del diseño de malla.....	69
2.2.7. Consideraciones geomecánicas en el diseño de malla en relación a costos.	71
2.2.7.1. Consideraciones geomecánicas.....	71
2.2.7.2. Caracterización del macizo rocoso.	72
2.2.7.3. Influencia de las propiedades de la roca en el diseño de malla.	72



2.2.7.4. Relación entre la estabilidad de las excavaciones y los costos operativos.	74
2.3. MARCO CONCEPTUAL	75
CAPÍTULO III	
MATERIALES Y MÉTODOS	
3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN	78
3.2. ENFOQUE DE INVESTIGACIÓN.....	78
3.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN	78
3.4. TIPO DE INVESTIGACIÓN.....	79
3.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN	79
3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA DE ESTUDIO.....	79
3.6.1. Población de estudio.	79
3.6.2. Muestra de estudio.	80
3.7. ÁMBITO DE ESTUDIO.....	80
3.7.1. Ubicación del área en estudio.	80
3.7.2. Descripción del área de estudio.....	81
3.8. VARIABLES E INDICADORES.....	82
3.8.1. Variable independiente.....	82
3.8.2. Variable dependiente.....	82
3.8.3. Variables intervinientes.....	82
3.8.4. Operacionalización de variables	84
3.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA EL DESARROLLO DE LOS OBJETIVOS.....	85
3.9.1. Análisis de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E.	85
3.9.1.1. Distribución de discontinuidades.....	85



3.9.1.2. Clasificación del macizo rocoso.	89
3.9.2. Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.	91
3.9.2.1. Parámetros de diseño.	91
3.9.2.2. Diseñando la malla de perforación y voladura.....	92
3.9.2.3. Calculo y diseño del arranque para el 1° cuadrante.....	95
3.9.2.4. Calculo y diseño de las ayudas - 2° cuadrante.....	97
3.9.2.5. Calculo y diseño de las ayudas - 3° cuadrante.....	98
3.9.2.6. Calculo y diseño de arrastres - 4° cuadrante.....	100
3.9.2.7. Calculo y diseño de la Corona.	101
3.9.2.8. Calculo y diseño de los Cuadradores (Paredes).....	103
3.9.2.9. Calculo y diseño del núcleo.	104
3.9.3. Análisis comparativo de CU asociados a la perforación y voladura.	106
3.9.3.1. Parámetros para el análisis de costos unitarios.	106
3.9.3.2. Análisis de Costos unitarios en perforación y voladura.....	107
3.9.3.3. Análisis de costos unitarios del diseño de la malla actual.	113
3.9.3.4. Análisis de costos unitarios del diseño de la malla propuesto.	114

CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS	116
4.1.1. Análisis de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E.	116
4.1.2. Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.	118
4.1.3. Análisis comparativo de CU asociados a la perforación y voladura.	119
4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS	122
V. CONCLUSIONES.....	125
VI. RECOMENDACIONES	127



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	129
ANEXOS.....	134

ÁREA: Análisis de costos mineros y Comercialización de minerales

TEMA: Diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos unitarios en la galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C.

FECHA DE SUSTENTACIÓN: 19 de agosto del 2024



ÍNDICE DE TABLAS

	Pág.
Tabla 1 Comparación de métodos de explotación subterránea.....	34
Tabla 2 Comparación de tipos de perforadoras.	37
Tabla 3 Comparación de explosivos comunes en minería subterránea.	41
Tabla 4 Distancia entre taladros.....	49
Tabla 5 Coeficiente de roca.	49
Tabla 6 Distancia entre taladros.....	51
Tabla 7 Carga específica.	52
Tabla 8 Kilos de explosivos estimados por m ³ de roca.....	52
Tabla 9 Distancia entre taladros.....	62
Tabla 10 Ejemplo de costos unitarios en minería subterránea.....	65
Tabla 11 Potenciales ahorros en costos mediante la optimización del diseño de malla.	70
Tabla 12 Influencia de las propiedades del macizo rocoso en el diseño de malla.....	73
Tabla 13 Operacionalización de las variables.....	84
Tabla 14 Sistemas de diaclasas en cada "Dominio lito-estructural.....	85
Tabla 15 Principales sistemas de fallas.....	86
Tabla 16 Criterios para la clasificación del macizo rocoso.	90
Tabla 17 Características geomecánicas del macizo rocoso.	91
Tabla 18 Características del equipo empleado.....	92
Tabla 19 Características del explosivo empleado.	92
Tabla 20 Dirección de salida de los taladros.....	105
Tabla 21 Parámetros para el análisis de costos de diseño actual.	107
Tabla 22 Costo de mano de obra directa.....	107



Tabla 23	Costo de mano de obra indirecta.....	108
Tabla 24	Costo de EEP's Trabajos en agua.	108
Tabla 25	Costo de EEP's Trabajos en campo.	109
Tabla 26	Costo de Herramientas y materiales para perforistas.....	109
Tabla 27	Costo de Herramientas y materiales para enmaderador.....	110
Tabla 28	Costo de Herramientas y materiales para tubero-carrilano.....	111
Tabla 29	Costo de Herramientas y materiales para peones.	111
Tabla 30	Costo de Herramientas y materiales para ayudantes de motorista.....	112
Tabla 31	Costo de Herramientas y materiales para perforistas.....	112
Tabla 32	Costo de Explosivos.....	113
Tabla 33	Análisis de costos unitarios del diseño de la malla actual.	113
Tabla 34	Análisis de costos unitarios del diseño de la malla propuesto.	114
Tabla 35	Resumen de parámetros geomecánicas de la Galería 206E.....	118
Tabla 36	Resumen de los cálculos del diseño de malla propuesta.....	119
Tabla 37	Rendimiento de perforación y voladura del diseño de malla propuesta. ...	119
Tabla 38	Comparación de índices de costos.	120



ÍNDICE DE FIGURAS

	Pág.
Figura 1 Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.....	20
Figura 2 Minería subterránea.	32
Figura 3 Perforación en minería subterránea.	36
Figura 4 Voladura en minería subterránea.....	40
Figura 5 Sistemas de avances en galerías y túneles subterráneos.....	47
Figura 6 Zonas de una voladura en un frente.....	53
Figura 7 Arranque de cuatro secciones.....	56
Figura 8 Influencia en la desviación de los taladros.....	59
Figura 9 Geometría de los taladros de Zapatera.....	61
Figura 10 Esquema geométrico de la voladura calculada.....	63
Figura 11 Unidad minera Yanaquihua S.A.C.....	82
Figura 12 Diagrama de rosetas – caja techo Galería 206E.....	87
Figura 13 Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Galería 206E.....	87
Figura 14 Diagrama de rosetas – caja piso Galería 206E.....	88
Figura 15 Diagrama de rosetas – fallas Galería 206E.....	89
Figura 16 Sección Galería 206E.....	93
Figura 17 Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.....	118
Figura 18 Comparación de índices de costos.....	120
Figura 19 Porcentaje de reducción de costos.....	121



ACRÓNIMOS

APU	: Análisis de precios unitarios
RMR	: Rock Mass Rating
RQD	: Rock Quality Designation
MINEM	: Ministerio de Energía y Minas
INGEMMET	: Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú
CONAM	: Consejo Nacional del Ambiente
D.S.	: Decreto Supremo
MINAN	: Ministerio del Ambiente



RESUMEN

La presente tesis aborda la optimización del diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 206E de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. con el objetivo de reducir significativamente los costos unitarios de producción; en un contexto donde la eficiencia operativa es crucial para la sostenibilidad económica de las empresas mineras, bajo este contexto, la presente tesis tiene como objetivo determinar el diseño de malla de perforación y voladura más adecuado para la reducción de costos unitarios en la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C. La investigación empleó un enfoque mixto (cualitativo-cuantitativo) de nivel explicativo y diseño experimental. Se realizó un análisis de las características geomecánicas de la Galería 206E para determinar los parámetros técnicos y operativos óptimos para el diseño de la malla de perforación y voladura usando el índice de calidad RMR según la clasificación geomecánica de Bieniawski (1989). Además, se evaluó la carga explosiva más adecuada con el algoritmo de Holmberg para calcular los parámetros. Este enfoque permitió identificar la carga explosiva adecuada en la operación minera. Los resultados demuestran que el diseño de malla propuesto logró una reducción del 23.50% en los costos unitarios totales, pasando de S/. 1,864.59 a S/. 1,426.44 por metro de avance. Los costos directos, incluyendo mano de obra, implementos de seguridad, equipos, explosivos, materiales y herramientas, experimentaron una disminución promedio del 19.88%. Asimismo, los costos indirectos, como gastos generales, administrativos, imprevistos y utilidad, se redujeron uniformemente en un 23.50%. En conclusión, la implementación del diseño de malla optimizado basado en las condiciones geomecánicas y la selección adecuada de explosivos podría resultar en un ahorro significativo de S/. 438.15 por metro de avance en la Galería 206E, mejorando sustancialmente la eficiencia económica de las operaciones de perforación y voladura en la unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Palabras clave: Diseño de malla de perforación y Costos unitarios



ABSTRACT

The present thesis addresses the optimization of drilling and blasting mesh design in Gallery 206E of the Yanaquihua S.A.C. Mining Unit, aiming to significantly reduce unit production costs. In a context where operational efficiency is crucial for the economic sustainability of mining companies, this thesis aims to determine the most suitable drilling and blasting mesh design to achieve cost reduction in Gallery 206E – Yanaquihua S.A.C. The research employed a mixed approach (qualitative-quantitative) with an explanatory level and experimental design. An analysis of the geomechanical characteristics of Gallery 206E was conducted to determine optimal technical and operational parameters for the drilling and blasting mesh design using the RMR quality index according to Bieniawski's geomechanical classification (1989). Furthermore, the most suitable explosive load was evaluated using the Holmberg algorithm to calculate parameters, identifying the appropriate explosive load for mining operations. The results demonstrate that the proposed mesh design achieved a 23.50% reduction in total unit costs, decreasing from S/. 1,864.59 to S/. 1,426.44 per meter of advance. Direct costs, including labor, safety equipment, machinery, explosives, materials, and tools, experienced an average decrease of 19.88%. Additionally, indirect costs such as overhead, administrative expenses, contingencies, and profit, uniformly decreased by 23.50%. In conclusion, implementing the optimized mesh design based on geomechanical conditions and appropriate explosive selection could lead to significant savings of S/. 438.15 per meter of advance in Gallery 206E, substantially enhancing the economic efficiency of drilling and blasting operations at the Yanaquihua S.A.C. mining unit.

Keywords: Drilling mesh design and Unit production costs.



CAPÍTULO I

INTRODUCCIÓN

La minería subterránea es una actividad esencial para la economía global y en especial en nuestro país, proporcionando materias primas críticas para diversas industrias. Dentro de este contexto, la eficiencia de las operaciones mineras es fundamental para la competitividad y sostenibilidad del sector. En particular, el diseño de mallas de perforación y voladura juega un rol crucial en la optimización de los procesos de extracción y la reducción de costos unitarios. La voladura es una técnica utilizada para fragmentar la roca, facilitando su manejo y transporte (Jimeno, Jimeno & Carcedo, 1995). Sin embargo, un diseño inadecuado de la malla de perforación puede llevar a una serie de problemas operativos, incluyendo fragmentación deficiente, vibraciones excesivas y costos elevados (Konya & Walter, 1991).

La Unidad Minera Yanaquihua S.A.C., ubicada en la región de Arequipa, Perú, enfrenta desafíos significativos en su operación subterránea. La galería 206E, una de las principales áreas de explotación, ha evidenciado la necesidad de optimizar los parámetros de perforación y voladura para mejorar la eficiencia y reducir los costos operacionales. En este contexto, el presente estudio tiene como objetivo diseñar una malla de perforación y voladura que contribuya a la reducción de costos unitarios en la galería 206E.

El diseño de mallas de perforación y voladura es una disciplina que combina principios de geomecánica, ingeniería de explosivos y economía minera. La correcta aplicación de estos principios puede mejorar significativamente la fragmentación de la roca, reducir la dilución del mineral y minimizar el impacto ambiental (Chiappetta & Mammele, 1984). Estudios previos han demostrado que la optimización de estos diseños



puede resultar en ahorros sustanciales y una mejora en la seguridad de las operaciones mineras (Persson, Holmberg & Lee, 1994).

En este sentido, la presente investigación se enfoca en el análisis detallado de las condiciones geomecánicas de la galería 206E, la selección de explosivos adecuados y la configuración óptima de la malla de perforación. A través de un enfoque metodológico riguroso, se busca establecer un modelo que no solo mejore la eficiencia operativa, sino que también asegure la sostenibilidad económica y ambiental de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. Este estudio pretende ser una contribución significativa al campo de la ingeniería de minas, proporcionando una base sólida para futuras investigaciones y aplicaciones prácticas en la industria minera.

1.1. EXPOSICIÓN DE LA SITUACIÓN PROBLEMÁTICA

En las últimas décadas, la industria minera global enfrentó desafíos significativos relacionados con la optimización de sus operaciones subterráneas. La perforación y voladura, siendo procesos críticos en la extracción de minerales, fueron objeto de constante escrutinio y mejora (Hartman & Mutmansky, 2002). A nivel internacional, las empresas mineras buscaron reducir sus costos operativos para mantener la competitividad en un mercado volátil. Estudios realizados por Hustrulid et al. (2013) demostraron que la optimización de las mallas de perforación y voladura podía resultar en ahorros sustanciales, mejorando la eficiencia energética y reduciendo el IA.

En el contexto nacional peruano, la minería, como pilar fundamental de la economía, no fue ajena a esta tendencia global. Las compañías mineras del país enfrentaron la necesidad de adaptar sus prácticas a estándares internacionales, mientras lidiaban con desafíos propios como la variabilidad geológica y las presiones socioeconómicas (Benavides, 2018). La búsqueda de eficiencia en las operaciones



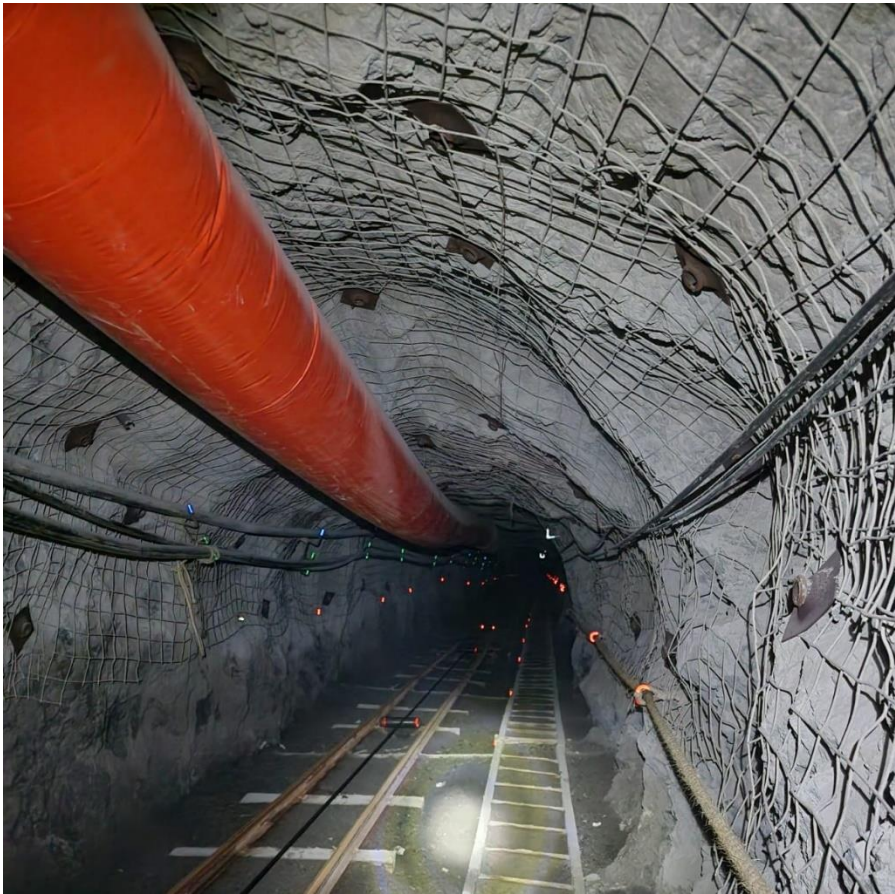
subterráneas se convirtió en una prioridad, con especial énfasis en la reducción de costos unitarios en la perforación y voladura.

A nivel local, la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C., ubicada en el sur del Perú, experimentó dificultades similares. La galería 206E, en particular, presentó retos específicos relacionados con la eficiencia de sus operaciones de perforación y voladura. Los ingenieros de la mina observaron que los costos unitarios en esta área eran superiores a los esperados, lo que afectaba la rentabilidad general de la operación. Análisis preliminares sugirieron que el diseño de la malla de perforación y voladura no estaba optimizado para las condiciones geomecánicas específicas de la galería (Córdova, 2020).

La situación en la galería 206E reflejó un problema común en la minería subterránea: la necesidad de adaptar las prácticas de perforación y voladura a las condiciones específicas de cada yacimiento. Los métodos estandarizados no siempre producían los resultados más eficientes, y se requería un enfoque más personalizado. La falta de un diseño de malla optimizado resultó en un mayor consumo de explosivos, tiempos de ciclo más largos y una fragmentación de roca subóptima, todo lo cual contribuyó a incrementar los costos unitarios de producción (Jimeno et al., 2017). Este escenario planteó la necesidad de realizar una investigación exhaustiva para desarrollar un diseño de malla de perforación y voladura específico para la galería 206E. El objetivo principal fue reducir los costos unitarios, mejorando la eficiencia operativa y, por ende, la rentabilidad de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. La investigación se propuso abordar las variables geomecánicas, los parámetros de perforación y las características de los explosivos para crear un diseño optimizado que pudiera resultar en una reducción significativa de los costos operativos (Singh & Xavier, 2005).

Figura 1

Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.



Nota: la figura muestra el trabajo que se viene realizando en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.

1.2. FORMULACIÓN DEL PROBLEMA

1.2.1. Problema general.

¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura más adecuado para reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.?

1.2.2. Problemas específicos.

- ¿Cuáles son las condiciones geomecánicas de la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. y qué parámetros técnicos y operativos son necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura?



- ¿Cuál es la carga explosiva más adecuada para reducir los costos de voladura en la perforación de la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.?
- ¿Cuáles son los costos unitarios asociados a la perforación y voladura en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. con el diseño de malla actual y el diseño de malla propuesto?

1.3. PLANTEAMIENTO DE LOS OBJETIVOS

1.3.1. Objetivo general.

Determinar el diseño de malla de perforación y voladura más adecuado para la reducción de costos unitarios en la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C.

1.3.2. Objetivos específicos.

- Analizar las condiciones geomecánicas de la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C. para determinar los parámetros técnicos y operativos necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura.
- Determinar la carga explosiva más adecuada para reducir los costos de voladura en la perforación de la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C.
- Realizar el análisis comparativo de costos unitarios asociados a la perforación y voladura en la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C. con el diseño de malla actual y el diseño de malla propuesto.



1.4. JUSTIFICACIÓN

1.4.1. Justificación teórica.

La presente tesis se justifica por su potencial para optimizar las operaciones mineras subterráneas y reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. En un contexto donde la eficiencia operativa es crucial para la sostenibilidad económica de las empresas mineras, este estudio aborda una problemática relevante y ampliamente reconocida en la industria (Hartman & Mutmansky, 2002). La optimización del diseño de malla de perforación y voladura no solo tiene implicaciones económicas directas, sino que también puede mejorar la seguridad operacional y reducir el impacto ambiental de las actividades mineras (Hustrulid et al., 2013).

1.4.2. Justificación técnica.

Desde una perspectiva técnica, este trabajo contribuirá al conocimiento especializado sobre la adaptación de las prácticas de perforación y voladura a condiciones geomecánicas específicas. La caracterización detallada del macizo rocoso y el análisis de los parámetros de voladura proporcionarán información valiosa que podría ser aplicable a otras operaciones mineras con condiciones similares (Jimeno et al., 2017). Además, el enfoque metodológico utilizado en este estudio puede servir como modelo para futuras investigaciones en el campo de la optimización de operaciones mineras subterráneas.

1.4.3. Justificación académica.

Concerniente a la justificación académica, este estudio se alinea con las tendencias actuales de la industria minera hacia la innovación y la mejora continua



de los procesos. Al abordar un problema específico con un enfoque científico y sistemático, esta investigación contribuye al cuerpo de conocimientos prácticos en ingeniería de minas y puede servir de inspiración para otros profesionales del sector que busquen optimizar sus operaciones (Kapageridis, 2021). En última instancia, el valor de este trabajo radica en su potencial para mejorar la eficiencia, la seguridad y la sostenibilidad de las operaciones mineras subterráneas, no solo en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C., sino potencialmente en el sector minero en general.

1.4.4. Justificación económica.

En términos económicos, la reducción de costos unitarios que se busca lograr mediante la optimización del diseño de malla tiene el potencial de mejorar significativamente la rentabilidad de la operación. En un mercado global caracterizado por la volatilidad de los precios de los minerales, la capacidad de operar de manera más eficiente puede ser un factor determinante para la viabilidad a largo plazo de una mina (Dessureault, 2019). Asimismo, la mejora en la eficiencia operativa puede traducirse en un uso más responsable de los recursos, alineándose con los principios de minería sostenible que son cada vez más importantes en la industria actual (Ranängen & Lindman, 2017).

1.4.5. Justificación práctica.

Desde el punto de vista práctico, los resultados de esta investigación tendrán una aplicación directa e inmediata en las operaciones de la Galería 206E. La implementación de un diseño de malla optimizado no solo reducirá los costos, sino que también podría mejorar la calidad de la fragmentación de roca, facilitando los procesos posteriores de carga y transporte (Singh & Xavier, 2005).



Además, una voladura más eficiente puede contribuir a mejorar la estabilidad de las excavaciones, lo cual tiene implicaciones positivas para la seguridad del personal y la durabilidad de la infraestructura minera.

En conclusión, la justificación de esta tesis radica en la necesidad imperiosa de mejorar la eficiencia operativa y reducir los costos unitarios en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. Mediante el diseño de una malla de perforación y voladura optimizada, se espera contribuir significativamente a la competitividad y sostenibilidad del sector minero. Los resultados de esta investigación no solo beneficiarán a la empresa en cuestión, sino que también podrán ser aplicados en otras operaciones mineras, ofreciendo un enfoque metodológico robusto para la optimización de procesos en la minería subterránea.

1.5. PLANTEAMIENTO DE LAS HIPÓTESIS

1.5.1. Hipótesis general.

El diseño de una malla de perforación y voladura optimizada, basada en un análisis detallado de las condiciones geomecánicas y la selección adecuada de explosivos, permitirá reducir significativamente los costos unitarios en la Galería 206E de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.

1.5.2. Hipótesis específicas

- La identificación de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E permitirá determinar los parámetros técnicos y operativos óptimos necesarios para el diseño eficiente de la malla de perforación y voladura.



- La carga explosiva más adecuada para reducir los costos de voladura en la perforación de la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. será la que minimiza la cantidad de explosivos necesarios.
- El análisis comparativo demostrará que el diseño de malla de perforación y voladura propuesto reducirá los costos unitarios en comparación con el diseño de malla actual, proporcionando beneficios económicos y operativos significativos.

1.6. LIMITACIONES Y DELIMITACIONES

Se tienen limitaciones como: la malla de perforación y voladura diseñada para la Galería puede no ser aplicable a otras galerías; la carga explosiva más adecuada para reducir los costos puede no ser la misma para otras galerías o unidades mineras, finalmente, los costos unitarios asociados a la perforación y voladura en la Galería pueden variar dependiendo de factores como la cantidad de explosivos utilizados, la complejidad del proceso de perforación y la eficiencia en la extracción de recursos naturales.



CAPÍTULO II

REVISIÓN DE LITERATURA

2.1. ANTECEDENTES DE LA INVESTIGACIÓN

2.1.1. Antecedentes internacionales.

En el ámbito internacional, se han realizado varias investigaciones enfocadas en la optimización de mallas de perforación y voladura. Uno de ellas fue realizado por Ghiasi et al. (2020) llevaron a cabo un estudio en una mina subterránea de cobre en Irán con el objetivo de optimizar el diseño de voladuras para reducir costos y mejorar la fragmentación. Utilizando un enfoque de diseño de experimentos y análisis estadístico, los investigadores evaluaron diversos parámetros de voladura. Los resultados mostraron que un diseño optimizado podía reducir los costos de voladura en un 15% y mejorar la fragmentación en un 20%. Concluyeron que la optimización de los parámetros de voladura es crucial para la eficiencia operativa en minería subterránea.

Por su parte, Cardu y Seccatore (2016) realizaron un estudio en una mina de oro en Brasil, enfocándose en la optimización de la voladura en galerías subterráneas. Emplearon una metodología que combinaba el análisis de vibraciones y la evaluación de diferentes tipos de explosivos. Sus resultados indicaron una reducción del 8% en el consumo de explosivos y una disminución del 25% en las vibraciones inducidas. Concluyeron que la selección adecuada de explosivos y el diseño cuidadoso de la secuencia de detonación son fundamentales para mejorar la eficiencia y reducir el impacto ambiental de las operaciones de voladura.



Otro estudio relevante fue realizado por Singh y Narendrula (2017) en una mina de carbón en India. El objetivo fue desarrollar una malla de perforación y voladura más eficiente para reducir el consumo de explosivos y mejorar la seguridad operativa. La metodología incluyó el uso de análisis computacionales y análisis de vibraciones para diseñar y probar diferentes configuraciones de mallas de perforación. Sus principales resultados indicaron una reducción del 20% en el uso de explosivos y una disminución significativa en las vibraciones inducidas por la voladura. La conclusión del estudio subrayó que la optimización de la malla de perforación no solo reduce los costos, sino que también mejora la seguridad y el desempeño ambiental de las operaciones mineras.

Por último, se cuenta con, Olsson et al. (2015) en una mina de cobre en Suecia. El objetivo fue mejorar la fragmentación de roca y reducir los costos operativos mediante el rediseño de la malla de perforación y la selección de explosivos adecuados. La metodología incluyó la aplicación de modelos geomecánicos avanzados y la realización de pruebas de campo para validar los diseños propuestos. Los principales resultados indicaron una mejora significativa en la fragmentación de la roca y una reducción de costos del 15%. La conclusión del estudio destacó la importancia de un enfoque integrado que combine análisis geomecánico y pruebas empíricas para optimizar los procesos de voladura (Olsson, Johansson, & Svensson, 2015).

2.1.2. Antecedentes nacionales.

En el contexto nacional, en Perú, un estudio de Villanueva y Huamán (2018) se enfocó en la optimización de las operaciones de voladura en una mina de oro en Cajamarca. El objetivo principal fue reducir el costo de perforación y



voladura a través de la implementación de una malla de perforación más eficiente. La metodología empleada incluyó la recolección de datos geotécnicos, el uso de software de simulación de voladuras y la ejecución de pruebas controladas en campo. Los resultados mostraron una reducción del 12% en los costos de perforación y voladura, así como una mejora en la fragmentación de la roca. Los autores concluyeron que la optimización de la malla de perforación no solo reduce los costos operativos, sino que también mejora la seguridad y eficiencia de las operaciones mineras (Villanueva & Huamán, 2018).

Por otro lado, se cuenta con Ramírez (2018) quien realizó un estudio en una mina de oro en Cajamarca, con el fin de mejorar el diseño de malla de perforación y voladura en túneles de sección 4.0 m x 4.0 m. La metodología incluyó la caracterización geomecánica del macizo rocoso y la aplicación del modelo matemático de Holmberg. Los resultados indicaron una reducción del 12% en el factor de carga y una mejora del 18% en el avance por disparo. El estudio concluyó que la adaptación del diseño de malla a las condiciones geológicas específicas genera ahorros significativos y mejorar la eficiencia de operaciones.

Complementariamente, Ortiz (2019) desarrolló una investigación en una mina polimetálica en Junín, Perú, con el objetivo de optimizar el ciclo de minado subterráneo mediante la mejora del diseño de perforación y voladura. Utilizó una metodología que incluía el análisis de tiempos y movimientos, así como la aplicación de técnicas de simulación. Los resultados mostraron una reducción del 7% en el tiempo del ciclo de minado y un aumento del 10% en la productividad. Concluyó que la optimización integral del proceso de perforación y voladura tiene un impacto significativo en la eficiencia global de las operaciones mineras.



Otro antecedente nacional significativo fue el estudio de García y Paredes (2019) en una mina de cobre en Arequipa. El objetivo fue evaluar la efectividad de diferentes diseños de mallas de perforación para optimizar la voladura y reducir los costos operativos. La metodología incluyó el análisis de datos históricos de perforación y voladura, y la implementación de nuevos diseños en pruebas de campo. Los resultados mostraron una mejora en la fragmentación y una reducción del 10% en los costos de voladura. La conclusión del estudio destacó la importancia de ajustar los diseños de mallas según las características específicas del yacimiento para lograr una optimización efectiva (García & Paredes, 2019).

Finalmente, citamos a Quispe (2019) quien realizó una investigación en la unidad minera Chaluane con el objetivo de mejorar el proceso de extracción de mineral mediante la optimización del diseño de mallas de perforación y voladura, y su consecuente impacto en los costos unitarios. La metodología incluyó la supervisión, capacitación y control de las operaciones de perforación y voladura, así como la implementación de un nuevo diseño de malla. Los resultados mostraron una reducción de cuatro taladros en el diseño de la malla, un incremento en el avance por disparo de 4 a 5 pies, y una disminución en los costos de perforación y voladura de 1.05 US\$/m, alcanzando un costo final de 4.86 US\$/m. Además, se logró una reducción total de costos de 3.58 US\$/Tm. El estudio concluyó que un diseño adecuado de mallas de perforación y voladura, junto con un control operacional riguroso, puede mejorar significativamente la eficiencia y rentabilidad de las operaciones mineras subterráneas.



2.1.3. Antecedentes locales.

En la región de Puno, Quispe y Mamani (2020) realizaron un estudio en una mina de estaño con el objetivo de evaluar el impacto de la optimización de la malla de perforación y voladura en la reducción de costos. La metodología incluyó la caracterización geomecánica del terreno, la selección de explosivos adecuados y la implementación de un nuevo diseño de malla. Los principales resultados indicaron una reducción del 10% en los costos unitarios de voladura y una mejora en la fragmentación de la roca, facilitando las operaciones de carga y transporte. La conclusión subrayó que una adecuada caracterización geomecánica y la selección de explosivos son cruciales para el éxito de la optimización de mallas de perforación (Quispe & Mamani, 2020).

Otro estudio regional fue realizado por Mamani y Pérez (2021) en una mina de oro en Puno, cuyo objetivo fue optimizar la malla de perforación y voladura para mejorar la eficiencia operativa y reducir costos. La metodología incluyó el uso de técnicas geofísicas para la caracterización del terreno y simulaciones computacionales para diseñar y probar diferentes configuraciones de mallas. Los resultados mostraron una mejora del 15% en la eficiencia operativa y una reducción del 8% en los costos. La conclusión del estudio enfatizó que la aplicación de técnicas avanzadas de caracterización y simulación es fundamental para lograr una optimización efectiva en la minería subterránea.

Por otro lado, citamos a Anchapuri (2023) llevó a cabo un estudio en la Mina Yanaquihua en Arequipa, con el objetivo de optimizar el diseño de malla de perforación y la carga explosiva para reducir los costos en la ejecución de la Galería 819E. La metodología incluyó la evaluación in situ de las operaciones de



perforación y voladura, seguida de la implementación de un nuevo diseño de malla y selección de carga explosiva. Los resultados mostraron una reducción en el número de taladros de 30 a 25, un aumento en el avance por metro lineal de 1.08 a 1.36 m, y una disminución en los costos unitarios de perforación de US\$ 51.73 a US\$ 35.42 por metro lineal. Además, se logró una reducción en el costo unitario de voladura de US\$ 69.36 a US\$ 41.72 por metro lineal. El estudio concluyó que la optimización del diseño de malla y carga explosiva puede generar un ahorro significativo de US\$ 46.26 por metro lineal en el proceso de perforación y voladura.

Mamani (2016) desarrolló una investigación en una mina subterránea de la región Puno, Perú, con el objetivo de optimizar las operaciones de perforación y voladura en una veta angosta. El estudio empleó una metodología que combinaba el análisis de las propiedades geomecánicas del yacimiento con simulaciones computarizadas de voladura. Los resultados mostraron una reducción del 10% en el consumo de explosivos y una mejora del 15% en la fragmentación de la roca. La investigación concluyó que la optimización de los parámetros de perforación y voladura es esencial para la viabilidad económica de las operaciones mineras en vetas angostas de la región Puno.

Finalmente, Quispe (2017) realizó un estudio en otra mina de la región Puno, enfocándose en la reducción de la dilución mediante la optimización del diseño de voladura en tajeos. Utilizó una metodología que incluía el mapeo geológico detallado y el análisis de la desviación de taladros. Sus resultados indicaron una reducción del 18% en la dilución y un aumento del 8% en la ley del mineral extraído. Concluyó que un diseño de voladura adaptado a las condiciones

estructurales del yacimiento puede mejorar significativamente la selectividad de la extracción y, por ende, la rentabilidad de la operación.

2.2. MARCO TEÓRICO

2.2.1. Minería subterránea.

2.2.1.1. Definición y características.

Es un método de extracción de minerales que se realiza por debajo de la superficie terrestre. Este tipo de minería se emplea cuando los yacimientos minerales se encuentran a profundidades que hacen inviable la minería a cielo abierto, o cuando las condiciones geológicas y ambientales favorecen este enfoque (Hartman & Mutmansky, 2002). Según Hustrulid y Bullock (2001), se caracteriza por la creación de túneles, galerías y cámaras para acceder y extraer el mineral.

Figura 2

Minería subterránea.



Nota: Seguridad Minera Ilustraciones y ficheros vectoriales de archivo.

Las principales características de la minería subterránea incluyen:

1. Mayor selectividad en la extracción del mineral.
2. Menor impacto visual en la superficie.



3. Posibilidad de operar en condiciones climáticas adversas.
4. Mayor complejidad técnica y mayores costos de inversión inicial.
5. Mayores desafíos en términos de seguridad y ventilación.

2.2.1.2. Método de explotación subterránea.

Los métodos de explotación subterránea se clasifican principalmente según el tipo de sostenimiento utilizado y la forma de extracción del mineral. Brady y Brown (2004) proponen la siguiente clasificación:

1. Métodos autosoportados:
 - Cámaras y pilares
 - Tajeo por subniveles (Sublevel stoping)
 - Tajeo por tiros largos (Longhole stoping)
2. Métodos con soporte artificial:
 - Corte y relleno (Cut and fill)
 - Entibación con marcos (Square set)
3. Métodos por hundimiento:
 - Hundimiento por bloques (Block caving)
 - Hundimiento por subniveles (Sublevel caving)

La selección del método de explotación depende de varios factores, incluyendo la geometría del yacimiento, las propiedades geomecánicas de la roca, los aspectos económicos y las consideraciones ambientales (Hamrin, 2001).

Tabla 1

Comparación de métodos de explotación subterránea.

Método	Recuperación (%)	Dilución (%)	Costo relativo	Productividad
Cámaras y pilares	75 – 85	5 – 15	Bajo	Alta
Tajeo por subniveles	80 – 90	10 – 20	Medio	Alta
Corte y relleno	90 – 95	5 – 15	Alto	Baja
Hundimiento	85 – 95	10 – 30	Bajo	Muy alta

Nota: Adaptado de "SME Mining Engineering Handbook" por P. Darling, 2011.

2.2.1.3. Desarrollo de galerías en minería subterránea.

El desarrollo de galerías es una parte fundamental de la minería subterránea, ya que estas excavaciones horizontales proporcionan acceso al cuerpo mineralizado, facilitan el transporte de personal y materiales, y sirven como vías para la ventilación y el drenaje (Hartman & Mutmanský, 2002).

Según Tatiya (2013), el proceso de desarrollo de galerías generalmente incluye las siguientes etapas:

1. Planificación y diseño: Se determina la ubicación, dirección y dimensiones de la galería.
2. Perforación: Se realizan taladros en el frente de la galería según un patrón predeterminado.
3. Carga de explosivos: Se introducen los explosivos en los taladros.
4. Voladura: Se detonan los explosivos para fragmentar la roca.
5. Ventilación: Se remueven los gases y el polvo generados por la voladura.
6. Desescombro: Se retira el material fragmentado.



7. Sosténimiento: Se instalan sistemas de soporte para estabilizar la excavación.
8. Servicios: Se instalan sistemas de ventilación, drenaje y suministro de energía para realizar los trabajos.

El diseño y ejecución eficiente de las galerías es fundamental para la productividad y seguridad de la operación minera. Factores como la geología local, las propiedades de la roca, las condiciones ambientales y las consideraciones económicas influyen significativamente en las decisiones de desarrollo (Gertsch & Bullock, 1998).

2.2.2. Perforación en minería subterránea.

2.2.2.1. Principios de perforación.

La perforación en minería subterránea es el proceso de crear agujeros en la roca para la colocación de explosivos o para fines de exploración. Según Hartman y Mutmansky (2002), los principios fundamentales de la perforación se basan en la aplicación de energía mecánica para fracturar y remover la roca. Este proceso implica tres mecanismos principales.

1. Trituración: La roca se pulveriza bajo la presión del bit de perforación.
2. Astillado: Se desprenden astillas de roca debido a las tensiones inducidas.
3. Fatiga: La roca se debilita y fractura por la aplicación repetitiva de esfuerzos.

La perforación depende de varios factores, incluyendo:

- La energía de impacto y frecuencia de golpeo
- La fuerza de empuje y rotación
- El diseño y material del bit de perforación
- Las propiedades geomecánicas de la roca

Figura 3

Perforación en minería subterránea.



Nota: Seguridad Minera Ilustraciones y ficheros vectoriales de archivo.

2.2.2.2. Tipos de perforación.

Las perforadoras utilizadas en minería subterránea se clasifican principalmente según su mecanismo de operación. Tatiya (2013) propone la siguiente clasificación de perforadoras encontradas en el mercado:

1. Perforadoras neumáticas:
 - De pistón
 - De martillo en cabeza (Top hammer)
 - De martillo en fondo (Down-the-hole)
2. Perforadoras hidráulicas:

- De martillo en cabeza
 - De martillo en fondo
3. Perforadoras eléctricas:
- Rotativas
 - Rotopercutivas

Cada tipo de perforadora subterránea tiene sus ventajas y desventajas en términos de eficiencia, costo y aplicabilidad a diferentes condiciones de roca (Jimeno et al., 2017); la siguiente tabla muestra estas características.

Tabla 2

Comparación de tipos de perforadoras.

Tipo de perforadora	Eficiencia energética	Velocidad de perforación	Costo inicial	Mantenimiento
Neumática	Baja	Medio	Bajo	Bajo
Hidráulica	Alta	Alto	Alto	Medio
Eléctrica	Alta	Medio	Medio	Alto

Nota: Adaptado de "Rock Drilling and Blasting" por T. N. Singh, 2016, CRC Press.

2.2.2.3. Accesorios de perforación.

Los accesorios de perforación son componentes cruciales que afectan directamente la eficiencia y precisión de la operación. Según López Jimeno et al. (2017), los principales accesorios incluyen:

1. Barras de perforación: Transmiten la energía de la perforadora al bit. Pueden ser integrales o acopladas.



2. Brocas o bits: Son las herramientas de corte que entran en contacto directo con la roca. Se clasifican en:
 - Brocas de botones: Con insertos de carburo de tungsteno
 - Brocas de pastillas: Con insertos de diamante policristalino
3. Acoples: Conectan las barras de perforación entre sí o con la perforadora.
4. Adaptadores: Permiten la conexión entre componentes de diferentes tamaños.
5. Estabilizadores: Mantienen la alineación del taladro y reducen las vibraciones.
6. Sistemas de barrido: Remueven los detritos de perforación, generalmente utilizando aire comprimido o agua.

La selección adecuada de estos accesorios es crucial para optimizar el rendimiento de la perforación y minimizar los costos operativos (Atlas Copco, 2012).

2.2.3. Voladura en minería subterránea.

2.2.3.1. Fundamentos de la voladura de rocas.

La voladura de rocas es un proceso crucial en la minería subterránea que utiliza la energía de los explosivos para fragmentar y desplazar la roca. Según Persson et al. (2018), los principios fundamentales de la voladura se basan en la generación y propagación de ondas de choque y la expansión de gases a alta presión.



El proceso de voladura se puede dividir en varias etapas (Hustrulid, 1999):

1. Detonación del explosivo
2. Generación de ondas de choque
3. Expansión de gases
4. Fracturación de la roca
5. Desplazamiento del material fragmentado

La eficiencia de la voladura depende de varios factores, incluyendo:

- Propiedades geomecánicas de la roca
- Características del explosivo
- Diseño de la malla de perforación
- Secuencia de iniciación
- Confinamiento del explosivo

2.2.3.2. Tipos de explosivos utilizados en minería subterránea.

Los explosivos utilizados en minería subterránea se clasifican principalmente en dos categorías: explosivos químicos y agentes de voladura (Jimeno et al., 2017).

1. Explosivos químicos:
 - Dinamitas: Mezclas basadas en nitroglicerina
 - Emulsiones: Dispersiones de soluciones salinas en aceites minerales

- Hidrogeles: Soluciones acuosas de sales oxidantes y combustibles
2. Agentes de voladura:
- ANFO (Ammonium Nitrate Fuel Oil): Mezcla de nitrato de amonio y combustible
 - Heavy ANFO: ANFO con emulsión para mejorar su resistencia al agua

Figura 4

Voladura en minería subterránea.



Nota: Seguridad Minera Ilustraciones y ficheros vectoriales de archivo.

Tabla 3

Comparación de explosivos comunes en minería subterránea.

Tipo de explosivo	Velocidad de detonación (m/s)	Densidad (g/cm³)	Resistencia al agua	Sensibilidad
Dinamita	3000 - 7000	1.0 - 1.6	Buena	Alta
Emulsión	3500 - 5500	1.1 - 1.3	Excelente	Baja
ANFO	2000 - 4500	0.8 - 1.0	Pobre	Baja
Heavy ANFO	3000 - 5000	1.1 - 1.3	Buena	Baja

Nota: Adaptado de "Rock Fragmentation by Blasting" por B. Mohanty, 2019, CRC Press.

La selección del explosivo adecuado depende de factores como las condiciones de la roca, la presencia de agua, los requerimientos de fragmentación y consideraciones de seguridad y costo (Konya & Walter, 2006).

2.2.3.3. Accesorios de voladura.

Los accesorios de voladura son componentes esenciales que permiten la iniciación controlada y segura de los explosivos. Según López Jimeno et al. (2017), los principales accesorios incluyen:

1. Detonadores:
 - Eléctricos: Activados por corriente eléctrica
 - No eléctricos: Utilizan un tubo de choque para la iniciación
 - Electrónicos: Permiten una programación precisa de los tiempos de retardo
2. Cordón detonante: Un núcleo de explosivo encapsulado en un revestimiento flexible



3. Conectores: Utilizados para unir líneas de iniciación
4. Retardadores: Dispositivos que introducen un retraso controlado en la secuencia de iniciación
5. Boosters: Cargas de alta potencia utilizadas para iniciar explosivos menos sensibles
6. Tacos: Materiales inertes utilizados para confinar la carga explosiva en el barreno

La selección y uso adecuado de estos accesorios es crucial para lograr una voladura eficiente y segura. Los sistemas de iniciación modernos permiten un control preciso de la secuencia de detonación, lo que puede mejorar significativamente la fragmentación y reducir las vibraciones (Sharma, 2016).

2.2.4. Diseño de malla de perforación y voladura.

2.2.4.1. Malla de perforación en minería subterránea.

El autor (Bernaola et al., 2013) explica que las voladuras en minería subterránea son más confinadas que en minería superficial debido a la menor disponibilidad de caras libres. Esto implica que el diseño de la malla de perforación o voladura en galerías y túneles subterráneos requiere cálculos distintos a los de una mina a cielo abierto. Para superar el problema de la falta de caras libres, se pueden emplear dos métodos:

1. Perforar los taladros centrales con cierta inclinación para crear una superficie libre que permita la reflexión de la onda de compresión, utilizando patrones como cueles en V, cuña o abanico.



2. Perforar taladros de mayor diámetro que se dejan vacíos para proporcionar una pequeña cara libre inicial, conocido como cueles de barrenos paralelos. Además, la detonación debe realizarse en un orden específico para generar sucesivamente las caras libres necesarias para una voladura efectiva.

2.2.4.2. Cuele o arranque.

El cuele o arranque consiste en un conjunto de taladros colocados muy próximos entre sí, cuyo objetivo es crear una cara libre inicial en una zona centrada de la voladura. Este grupo generalmente incluye taladros cargados, junto con uno o varios taladros de mayor diámetro que se dejan vacíos. Las dimensiones aproximadas suelen ser de un metro por lado en forma de cuadrado. En algunos casos, estos taladros pueden contener una mayor cantidad de carga en comparación con los demás.

2.2.4.3. Parámetros de diseño de malla.

El diseño de malla de perforación y voladura es un aspecto crítico en las operaciones mineras subterráneas. Según Hustrulid y Bullock (2001), los principales parámetros de diseño incluyen:

1. Burden: Distancia entre el taladro y la cara libre más cercana.
2. Espaciamiento: Distancia entre taladros adyacentes en una misma fila.
3. Diámetro del taladro: Dimensión del agujero perforado.
4. Longitud del taladro: Profundidad total del agujero perforado.
5. Sobreperforación: Longitud adicional del taladro más allá del piso planeado.



6. Taco: Longitud del taladro llenada con material inerte.
7. Altura de banco: En caso de voladuras por banqueo.

López Jimeno et al. (2017) enfatizan que estos parámetros deben estar interrelacionados para lograr una voladura eficiente y segura.

2.2.4.4. Factores que influyen en el diseño de malla.

El diseño de malla está influenciado por diversos factores. Konya y Walter (2006) identifican los siguientes como cruciales:

1. Propiedades geomecánicas de la roca: Resistencia, dureza, fracturas, etc.
2. Características del explosivo: Potencia, velocidad de detonación, densidad.
3. Geometría de la excavación: Dimensiones y forma de la sección.
4. Equipo de perforación disponible: Capacidades y limitaciones.
5. Requisitos de fragmentación: Tamaño deseado del material volado.
6. Consideraciones ambientales: Vibraciones, proyecciones, gases.
7. Aspectos económicos: Costos de perforación y voladura.

2.2.4.5. Métodos de cálculo.

El diseño de la malla y el cálculo de la voladura en galerías y túneles subterráneos son procesos críticos que requieren una comprensión detallada y precisa.

Según Holmberg, el diseño de malla para perforación en minería subterránea implica una serie de pasos y consideraciones técnicas que



difieren significativamente de las prácticas utilizadas en minería a cielo abierto. A continuación, se detallan los aspectos fundamentales a considerar según describe Holmberg:

1. Determinación de la malla de perforación:

- Distribución de los taladros: Los taladros deben ser distribuidos de manera que se optimice la fragmentación de la roca y se minimice el uso de explosivos. Esto incluye el uso de patrones específicos como el cuele o corte en V, cuña, o abanico. No eléctricos: Utilizan un tubo de choque para la iniciación.
- Inclinación y orientación: Los taladros centrales suelen ser inclinados para crear una cara libre, permitiendo que la onda de compresión se refleje adecuadamente. Esta inclinación ayuda a controlar la dirección de la fractura y la fragmentación de la roca.
- Diámetro de los taladros: Se usan taladros de diferente diámetro, donde los de mayor tamaño se dejan vacíos para actuar como caras libres.

2. Cálculo de carga explosiva:

- Carga por taladro: La cantidad de explosivo cargada en cada taladro debe ser calculada en función de la resistencia de la roca y el diseño de la malla de perforación. Es crucial ajustar la carga para evitar sobrecargar y subcargar los taladros.



- Secuencia de detonación: La detonación debe ser realizada en un orden específico para garantizar la creación progresiva de caras libres. Esto ayuda a maximizar la eficiencia de la voladura y a controlar la propagación de la onda de choque.
3. Control de vibraciones y seguridad:
- Mitigación de vibraciones: Es esencial monitorear y controlar las vibraciones generadas por las voladuras para evitar daños a las estructuras subterráneas y minimizar el impacto ambiental.
 - Seguridad operativa: Todas las operaciones de perforación y voladura deben cumplir con estrictos estándares de seguridad para proteger a los trabajadores y asegurar la integridad de la mina.

En resumen, Holmberg enfatiza la importancia de un diseño meticuloso y calculado en el proceso de perforación y voladura en minería subterránea, ajustando cada aspecto técnico para lograr una operación eficiente, segura y efectiva.

- **Sistema de avance:**

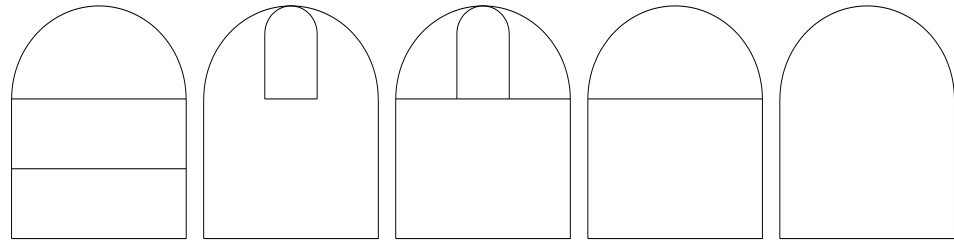
La forma o el esquema según el cual se atacará la sección de un frente dependerá de diversos factores tales como:

- Equipo de perforación.
- Tiempo disponible para la ejecución.
- Tipo de Roca.

- Tipo de sostenimiento.
- Sistema de ventilación.

Figura 5

Sistemas de avances en galerías y túneles subterráneos.



Nota: Manual P&V–López Jimeno.

En rocas competentes, las excavaciones con secciones menores a 100 m² pueden realizarse con perforación y voladura en una sola fase, es decir, a sección completa. Sin embargo, para la apertura de grandes túneles, se utiliza la excavación por fases. Esto se debe a que la sección de los túneles es demasiado grande para ser manejada por el equipo de perforación disponible o porque las características geomecánicas de las rocas no permiten una excavación a plena sección.

- **Distribución de taladros:**

Los taladros se distribuirán en forma concéntrica, con los del corte o arranque en el área central de la voladura, siendo su denominación como sigue:

- Arranques
- Alzas o techos
- Ayudas
- Arrastre o pisos
- Cuadradores

- **Número de taladros:**

El número de taladros necesarios para una voladura subterránea depende de varios factores, incluyendo el tipo de roca, el grado de confinamiento del frente, el nivel de fragmentación deseado y el diámetro de las brocas de perforación disponibles. Estos factores, de manera individual, pueden requerir ajustes en la malla de perforación, lo que a su vez puede aumentar o disminuir el número de taladros calculados teóricamente. Además, la clase de explosivo y el método de iniciación utilizados también influyen en el cálculo. Se puede determinar el número aproximado de taladros mediante la siguiente fórmula empírica,

$$N^{\circ} \text{ taladro} = 10 * \sqrt{A} * H$$

Donde:

A = Ancho de túnel

B = Altura de túnel

Otra manera más precisa con la relación:

$$N^{\circ} \text{ taladro} = \left(\frac{P}{dt} \right) + (C * S)$$

Donde:

S = Dimensión de la sección del túnel en m² (cara libre)

P = Circunferencia o perímetro de la sección del túnel; en metros,

que se obtiene con la fórmula:

$$P = \sqrt{A} * 4$$

- **Distancia entre taladros:** La distancia entre los taladros de la circunferencia o periféricos que usualmente es de:

Tabla 4

Distancia entre taladros.

Dureza de la roca	Distancia entre taladros (m)
Tenaz	0.50 a 0.55
Intermedia	0.60 a 0.65
Friable	0.70 a 0.75

Nota: Manual perforación y voladura – Exsa.

- **Coefficiente de roca:** Coeficiente o factor de roca, se toma de la siguiente tabla:

Tabla 5

Coefficiente de roca.

Dureza de la roca	Coefficiente de roca (m)
Tenaz	2.00
Intermedia	1.50
Friable	1.00

Nota: Manual perforación y voladura – Exsa.

- **Distancia entre los taladros:**

Las distancias entre los taladros de voladura dependen del número de taladros y del área del frente de voladura. Generalmente, estas distancias varían entre 15 y 30 cm en los arranques, 60 y 90 cm en los de ayuda, y 50 y 70 cm en los cuadradores. Como regla general, se estima una distancia de 60 cm (2 pies) por cada pulgada del diámetro de la broca. Los

taladros periféricos (alzas y cuadradores) deben perforarse a 20-30 cm del límite de las paredes del túnel para facilitar la perforación y evitar la sobrerotura. Estos taladros suelen ser ligeramente divergentes respecto al eje del túnel para mantener la amplitud de la sección en la nueva cara libre que se formará,

- **Longitud de taladros:**

La longitud de los taladros estará en parte determinada por el ancho útil de la sección, el método de corte de arranque elegido y las características del equipo de perforación. Con el método de corte quemado, se puede perforar hasta 2 o 3 metros de profundidad, mientras que con el corte en "V" se alcanza solo de 1 a 2 metros en túneles de pequeña sección. Para calcular la longitud de los taladros en cortes en "V", cuña o pirámide, se puede utilizar la siguiente relación:

$$L = 0.5 * \sqrt{S}$$

Donde:

S = Dimensión de la sección del túnel en m²

- **Cantidad de carga:**

La cantidad de explosivos necesaria depende de la tenacidad de la roca y las dimensiones del frente de voladura. Factores como el número, diámetro y profundidad de los taladros, así como el tipo de explosivo e iniciadores utilizados, también influyen. Es importante considerar que la cantidad de explosivo por metro cuadrado disminuye a medida que aumenta la sección del túnel y aumenta con la dureza de la roca.

Generalmente, el consumo de dinamita en minería varía entre 300 y 800 g/m³. Los siguientes factores en kg de explosivos por m² de roca pueden ser considerados para la siguiente tabla:

Tabla 6

Distancia entre taladros.

Clasificación de la roca	Tipo de rocas	Factor (kg/m³)
Muy difíciles	Granito, conglomerado, arenisca	1.50 a 1.80
Difíciles	Arenisca sacaroide, arena esquistosa	1.30 a 1.50
Fáciles	Esquisto, arcilla, esquistos arcillosos, lutita.	1.10 a 1.30
Muy fáciles	Arcilla esquistosa o rocas muy suaves	1.00 a 1.20

Nota: Manual perforación y voladura – Exsa.

- **Características del taladro:**

- Carga de fondo = $L/3$ donde L = Longitud del taladro (Para Alzas = $L/6$).
- Burden (B) = No mayor de $(L - 0.40) / 2$.
- Espaciamiento (E) = $1.10 * B$ (en los cuadradores).
- Concentración de carga de fondo (CF) para:

Tabla 7*Carga específica.*

Diámetro del taladro (mm)	Carga específica (kg/m³)
30.00	1.10
40.00	1.30
50.00	1.50

Nota: Manual perforación y voladura – Exsa.

- Concentración de carga de columna (CF) = $0.5 * CF$ (kg/cm³)
- Longitud del arco (T) = $0.50 * B$ (En arrastre $0.20 * B$)

Tabla 8*Kilos de explosivos estimados por m3 de roca.*

Área del túnel (m²)	Kilogramos de explosivo por m3 de roca		
	Roca dura y tenaz	Roca intermedia	Roca suave y friable
De 1.00 a 5.00	2.60 a 3.20	2.60 a 3.20	2.60 a 3.20
De 5.00 a 10.00	2.00 a 2.60	2.00 a 2.60	2.00 a 2.60
De 10.00 a 20.00	1.65 a 2.00	1.65 a 2.00	1.65 a 2.00
De 20.00 a 40.00	1.20 a 1.65	1.20 a 1.65	1.20 a 1.65
De 40.00 a 60.00	0.80 a 1.20	0.80 a 1.20	0.80 a 1.20

Nota: Manual perforación y voladura – Exsa.

- **Esquemas de voladuras:**

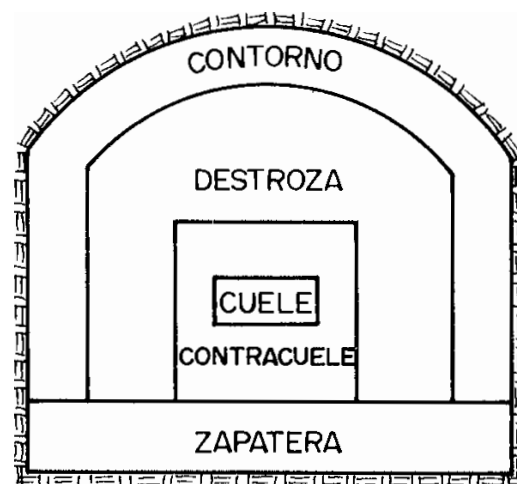
La voladura en frentes subterráneos se distingue por la ausencia inicial de una superficie libre de salida, excepto el propio frente de ataque. El procedimiento se basa en crear un hueco libre con los taladros de arranque, hacia el cual se dirigen las cargas restantes de la sección. Este hueco suele tener una superficie de entre 0.50 y 0.80 m².

En el núcleo, aunque geoméricamente comparable a las voladuras en banco, se requieren consumos específicos de explosivo de 4 a 10 veces superiores. Esto se debe a errores de perforación, menor hueco de esponjamiento e inclinación con respecto al eje de avance, menor cooperación entre cargas adyacentes y, en algunas zonas, la acción negativa de la gravedad, como sucede con los taladros de arrastre.

Los taladros de contorno determinan la forma final de una labor y se colocan con un espaciamiento reducido. Están orientados hacia el interior del macizo para crear el espacio necesario para las perforadoras en el emboquille y avance.

Figura 6

Zonas de una voladura en un frente.



Nota: Manual P&V- López Jimeno.

La posición del arranque influye en la proyección del escombros, la fragmentación y el número de taladros. Entre las tres posiciones posibles en rincón, centrada inferior y centrada superior se prefiere generalmente la última. Esta elección evita la caída libre del material, produce un perfil de



escombros más tendidos y menos compactos, y mejora la fragmentación (Piñas, 2007).

2.2.4.6. Cálculo de voladura.

Según el "Manual de Perforación y Voladura" de López Jimeno, el cálculo de voladuras implica una serie de pasos y consideraciones técnicas para planificar y ejecutar de manera eficiente la fragmentación de roca mediante el uso de explosivos. A continuación, se describen los aspectos clave del cálculo de voladuras según este manual:

- **Avance de disparo:**

En las afirmaciones de López Jimeno, el avance está limitado por el diámetro del taladro vacío y la desviación de los taladros cargados. Si la desviación se mantiene por debajo del 2%, el avance medio "x" puede alcanzar hasta el 95% de la profundidad de los taladros "L".

$$X = 0.95 * L$$

Donde:

X = avance de disparo (m)

En los arranques de cuatro secciones, la profundidad de los taladros se puede estimar utilizando la siguiente fórmula:

$$L = 0.15 + 34.10 * \emptyset_2 - 39.40 * \emptyset_2^2$$

Donde:

\emptyset_2 = Diámetro equivalente (mm)



Cuando se emplean arranques de "NT" taladros vacíos en lugar de uno solo de mayor diámetro, la ecuación anterior sigue siendo válida al realizar los siguientes ajustes:

$$\varnothing_2 = \varnothing'_2 * \sqrt{NT}$$

Donde:

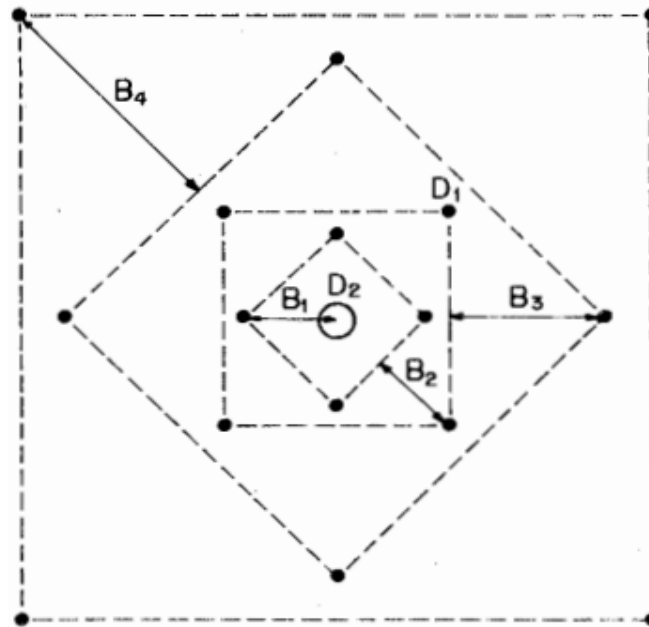
\varnothing'_2 = Diámetro del taladro vacíos del arranque (mm)

- **Avance en cuatro secciones:**

El esquema geométrico general de un arranque de cuatro secciones con taladros paralelos indica que la distancia entre el taladro central vacío y los taladros de la primera sección no debe exceder "1,7 \varnothing_2 " para asegurar una fragmentación y salida satisfactoria de la roca (Langefors y Kihlström, 1963). Las condiciones de fragmentación pueden variar significativamente dependiendo del tipo de explosivo, las características de la roca y la distancia entre el taladro cargado y el vacío, como se muestra en la siguiente figura:

Figura 7

Arranque de cuatro secciones.



Nota: Manual P&V– López Jimeno.

Se recomienda calcular el burden basándose en lo siguiente: para burden mayores a "2Ø2", el ángulo de salida es demasiado pequeño, lo que puede llevar a una deformación plástica de la roca entre los taladros. Incluso si el burden es menor a "Ø2", pero la carga está concentrada en exceso, puede provocar la sinterización de la roca fragmentada y el fracaso del arranque:

$$B_1 = 1.50 * \varnothing_2$$

Cuando la desviación de perforación supera el 1%, el burden se calcula:

$$B_1 = 1.70 * \varnothing_2 - Ep = 1.70 * \varnothing_2 - (\alpha * L - e)$$

Donde:

Ep = Error de perforación (m)



α = Desviación angular (min/m)

L = Profundidad de los taladros (m)

e = Error de emboquille (m)

La concentración lineal de carga se calcula a partir de la siguiente ecuación:

$$q_1 = 55 * \emptyset_1 \left[\frac{B}{\emptyset_2} \right]^{1.5} * \left[B - \frac{\emptyset_2}{2} \right] * \left[\frac{C}{0.4} \right] * \frac{1}{RWS_{ANFO}}$$

Donde:

q_1 = Concentración lineal de carga (kg/m)

\emptyset_1 = Diámetro de perforación (m)

\emptyset_2 = Diámetro del taladro vacío (m)

B = Burden

C = Constante de roca

RWS_{ANFO} = Potencia relativa en peso del explosivo referida al ANFO

A menudo, las opciones disponibles para las concentraciones lineales de carga están bastante restringidas debido a la falta de una amplia variedad de explosivos encartuchados. Esto implica que, para una concentración lineal predeterminada, se puede determinar la dimensión del burden usado la ecuación mencionada anteriormente, aunque el cálculo puede ser algo más complejo.

Para calcular el resto de las secciones, se parte del supuesto de que ya existen huecos rectangulares con una anchura "Ah" y se conocen las

concentraciones lineales de carga "q1". El valor del burden se calculará utilizando la siguiente fórmula:

$$B = 8.80 * 10^{-2} \sqrt{\frac{A_h * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}}$$

Cuando hay un error de perforación y la superficie libre "Ah" difiere de la distancia "Ah" en la primera sección, esto significa que:

$$A_h = \sqrt{2} * (B_1 - E_p)$$

Reemplazando este valor obtenemos:

$$B = 10.50 * 10^{-2} \sqrt{\frac{(B_1 - E_p) * q_1 * RWS_{ANFO}}{\emptyset_1 * C}}$$

Este valor debe ajustarse considerando la desviación de los taladros para obtener el burden práctico:

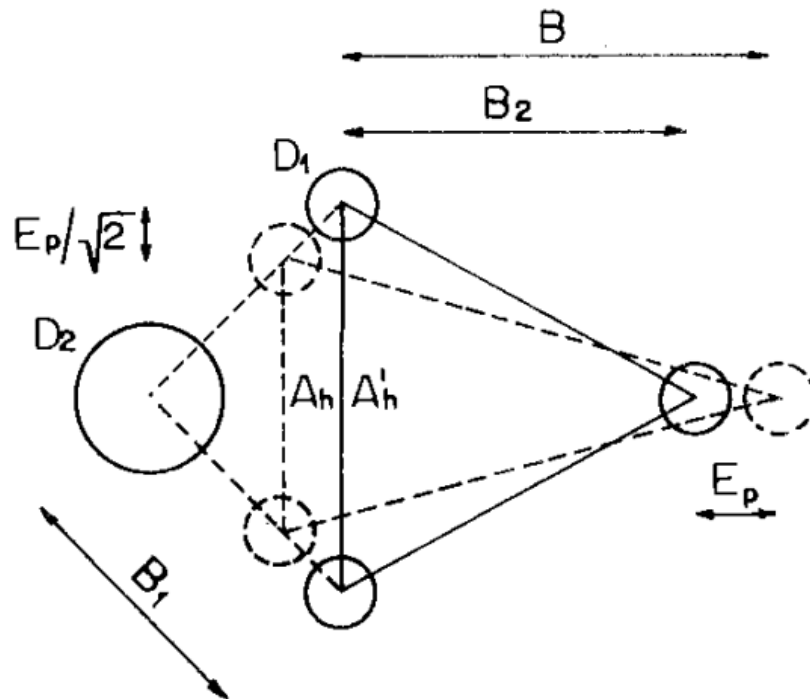
$$B_2 = B - E_p$$

Existen algunas restricciones en cuanto a "B2" ya que debe satisfacer:

$$B_2 \leq 2 * A_h$$

Figura 8

Influencia en la desviación de los taladros.



Nota: Manual P&V– López Jimeno.

Para evitar únicamente la deformación plástica, si esta condición no se cumple, se ajustará la concentración lineal de carga calculándola mediante:

$$q_1 = \frac{540 * \varnothing_1 * C * A_h}{RWS_{ANFO}}$$

Si la restricción para evitar la deformación plástica no se cumple satisfactoriamente, suele ser preferible optar por un explosivo de menor potencia para optimizar la fragmentación.

Gustafsson (1973), sugiere que el burden para cada sección se calcule con:

$$B_2 = 0.70 * B$$

Una regla práctica para determinar el número de secciones es asegurarse de que la longitud del lado de la última sección "B" no sea menor que la raíz cuadrada del avance. El método de cálculo para el resto de las secciones es el mismo que se aplica a la segunda sección.

La longitud del retacado se puede calcular mediante la siguiente ecuación:

$$T = 10.00 * \emptyset_1$$

2.2.4.7. Arrastres.

El burden de los taladros de arrastre dispuestos en filas se calcula utilizando básicamente la misma fórmula que se emplea en las voladuras de banco, donde la altura de esta última equivale al avance del disparo.

$$B = 0.90 \sqrt{\frac{q_1 * RWS_{ANFO}}{C * f \left(\frac{S}{B} \right)}}$$

Donde:

f = El factor de fijación, generalmente tomado como 1.45, tiene en cuenta tanto el efecto gravitacional como el tiempo de retardo entre taladros

En los taladros de arrastre, es crucial considerar el ángulo de realce o inclinación " γ " necesario para permitir que la perforadora realice el emboquille del próximo disparo. Para un avance de 3 m, un ángulo de 3 grados (equivalente a 5 cm/m) suele ser suficiente, aunque esta medida depende de las características del equipo usado.

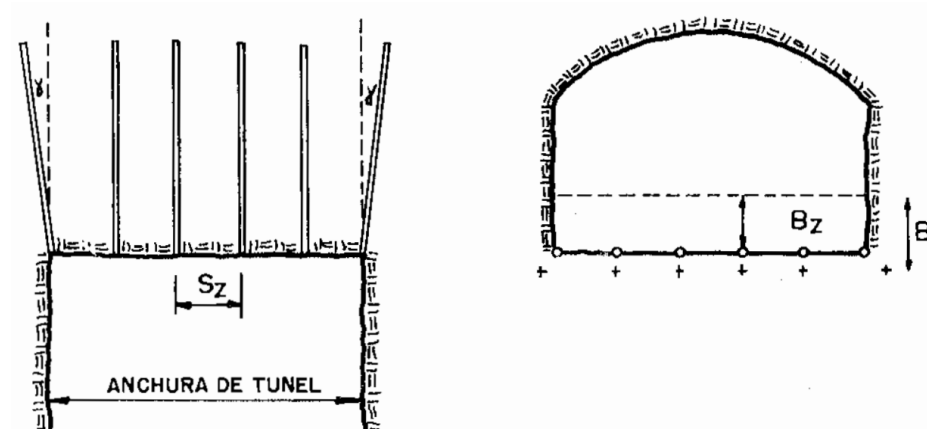
$$NT = \left(\frac{AT + 2L * Sen\gamma}{B} + 2 \right)$$

Donde:

NT = Ancho de labor (m)

Figura 9

Geometría de los taladros de Zapatera.



Nota: Manual P&V – López Jimeno.

El espaciamiento práctico para los taladros del rincón será:

$$S'_A = S_A - L * Sen\gamma$$

El burden práctico “BA” se obtiene a partir de:

$$B_A = B - L * Sen\gamma - E_p$$

En la práctica, usualmente se emplean longitudes de carga de fondo y columna iguales. Sin embargo, es fundamental cumplir con la condición de que: $B \leq 0,6 L$.

2.2.4.8. Núcleo.

El método para calcular el esquema de los taladros del núcleo es similar al empleado para los taladros de arrastre, utilizando principalmente diferentes valores para el factor de fijación y la relación entre el espaciado por burden.

Tabla 9

Distancia entre taladros.

Dirección de salida de los taladros			Factor de fijación "f"	Relación S/H
Hacia Arriba	y	horizontalmente	1.45	1.25
Hacia Abajo			120	125

Nota: Manual P&V López Jimeno.

La concentración de carga de columna, para ambos tipos de taladros, debe ser equivalente al 50% de la concentración de carga de fondo.

2.2.4.9. Contorno.

En ausencia de voladura controlada, los esquemas se calculan siguiendo las pautas indicadas para los taladros de arrastre, utilizando los siguientes valores:

- Factor de fijación $f = 1.20$
- Relación S/B = 1.25
- Concentración de carga de columna $q_c = 0.50 q_f$

Siendo q_f la concentración de la carga de fondo.

En el caso de que se requiera realizar voladuras controladas, el espaciamiento entre taladros se calcula utilizando la siguiente ecuación:

$$S_C = K * \varnothing_1$$

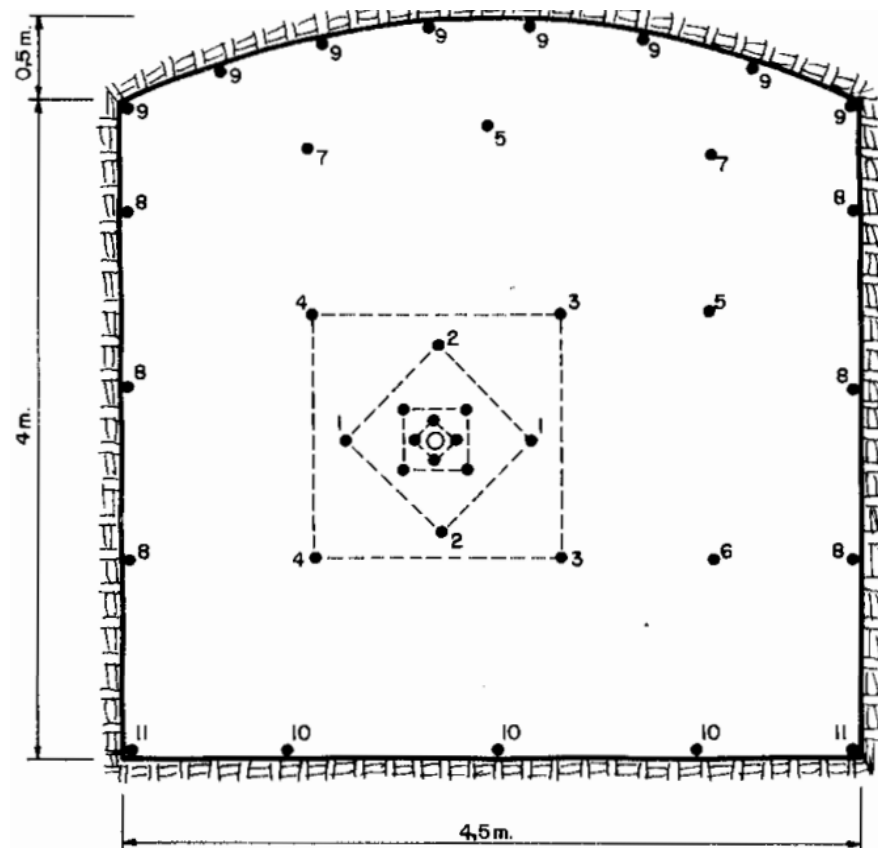
Donde:

K = Constante (Valores de 15 y 16)

\varnothing_1 = Diámetro de taladro (m)

Figura 10

Esquema geométrico de la voladura calculada.



Nota: Manual P&V– López Jimeno.



2.2.5. Costos unitarios en operaciones mineras.

2.2.5.1. Estructura de costos en minería.

La estructura de costos unitarios en minería subterránea es compleja y varía según las características específicas de cada operación. En palabras de Hustrulid y Bullock (2001), los costos en minería subterránea se pueden clasificar en tres categorías principales:

1. Costos de capital: Incluyen inversiones en infraestructura, equipos y desarrollo inicial.
2. Costos operativos: Gastos recurrentes asociados con la producción diaria.
3. Costos de cierre y rehabilitación: Gastos relacionados con el cierre de la mina y la restauración del sitio.

Rupprecht (2012) propone una estructura más detallada de los costos operativos:

- Mano de obra
- Materiales y suministros
- Energía
- Mantenimiento
- Servicios contratados
- Administración y gestión
- Transporte
- Procesamiento y refinación

2.2.5.2. Costos unitarios en operaciones mineras.

Los costos unitarios son una medida fundamental para evaluar la eficiencia económica de las operaciones mineras. Se expresan

generalmente en términos de costo por unidad de producción, como dólares por tonelada extraída o dólares por metro de avance (Hartman & Mutmansky, 2002).

Tabla 10

Ejemplo de costos unitarios en minería subterránea.

Operación	Costo unitario típico (USD)	Unidad
Perforación	15 - 25	\$/metro
Voladura	2 - 5	\$/tonelada
Carga y transporte	3 - 8	\$/tonelada
Sostenimiento	20 - 50	\$/metro
Ventilación	0.5 - 2	\$/tonelada
Bombeo	0.3 - 1	\$/tonelada

Nota: Adaptado de P. Darling, 2011, Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.

Es importante destacar que estos valores son indicativos y pueden variar significativamente según las condiciones específicas de cada mina.

2.2.5.3. Factores que influyen en los costos unitarios de perforación y voladura.

Los costos unitarios de perforación y voladura están influenciados por diversos factores. Según López Jimeno et al. (2017) y Hartman y Mutmansky (2002), los principales factores incluyen:

1. Características geológicas y geomecánicas:
 - Dureza y abrasividad de la roca
 - Presencia de fracturas y discontinuidades
 - Estabilidad del macizo rocoso



2. Diseño de la malla de perforación:
 - Diámetro y longitud de los taladros
 - Burden y espaciamiento
 - Sobreperforación
3. Selección de explosivos y accesorios:
 - Tipo y costo del explosivo
 - Eficiencia del explosivo
 - Sistema de iniciación utilizado
4. Equipos de perforación:
 - Tipo y capacidad de las perforadoras
 - Eficiencia operativa
 - Costos de mantenimiento
5. Factores operativos:
 - Habilidad y experiencia del personal
 - Planificación y secuencia de las operaciones
 - Tiempo de ciclo de perforación y voladura
6. Condiciones ambientales y de seguridad:
 - Requisitos de ventilación
 - Necesidades de desagüe
 - Medidas de control de vibraciones y proyecciones
7. Escala de operación:



- Volumen de producción
 - Tamaño de la sección de la galería
8. Factores económicos externos:
- Precios de los insumos (explosivos, acero, combustible)
 - Fluctuaciones en el tipo de cambio

Revuelta et al. (2018) enfatizan que la optimización de los costos unitarios de perforación y voladura requiere un enfoque integral que considere todos estos factores de manera holística. La reducción de costos en un área puede llevar a incrementos en otra, por lo que es crucial buscar un equilibrio que minimice el costo total mientras se mantiene la eficiencia operativa y la seguridad.

2.2.6. Relación entre el diseño de malla y los costos unitarios.

2.2.6.1. Estructura de costos en minería.

El diseño de malla de perforación y voladura en la minería subterránea es un factor fundamental que influye directamente en el análisis de costos unitarios de producción. Una planificación adecuada del diseño de malla puede conducir a una mayor eficiencia operativa y a una reducción significativa de los costos (Hustrulid y Bullock, 2001).

2.2.6.2. Impacto del diseño de malla en la eficiencia operativa.

La eficiencia operativa en la minería subterránea está estrechamente relacionada con el diseño de malla. Un diseño optimizado puede mejorar la productividad y reducir los tiempos de ciclo. Según Hartman y Mutmansky (2002), un diseño de malla bien planificado puede



aumentar la eficiencia de perforación y voladura hasta en un 20%, lo que se traduce directamente en una reducción de los costos unitarios.

La geometría de la malla influye en la fragmentación de la roca, lo que a su vez afecta la eficiencia de los procesos posteriores como el carguío y transporte. Un estudio realizado por Jimeno et al. (2003) demostró que una fragmentación óptima puede reducir los costos de transporte en hasta un 15%.

2.2.6.3. Influencia del diseño de malla en el consumo de recursos.

El diseño de malla de perforación y voladura en minería tiene un impacto directo en el consumo de recursos como explosivos, energía y mano de obra. Un diseño inadecuado puede llevar a un sobreconsumo de estos recursos, aumentando los costos unitarios.

Konya y Walter (1990) señalan que la optimización del diseño de malla puede reducir el consumo de explosivos en un 10-15% sin comprometer la eficacia de la voladura. Esto no solo disminuye los costos directos de los explosivos, sino que también reduce los costos asociados con la ventilación y el manejo de gases post-voladura.

En cuanto al consumo de energía, un estudio realizado por Kanchibotla et al. (1999) demostró que un diseño de malla optimizado puede reducir el consumo de energía en las operaciones de trituración y molienda hasta en un 8%, debido a una mejor fragmentación inicial de la roca.



2.2.6.4. Reducción de costos mediante la optimización del diseño de malla.

La optimización del diseño de malla es una estrategia efectiva para reducir los costos unitarios en la minería subterránea. Algunas estrategias clave incluyen:

1. **Uso de software de simulación:** La implementación de software de simulación para el diseño de malla permite una planificación más precisa y la evaluación de múltiples escenarios antes de la ejecución. Según Esen et al. (2003), el uso de estas herramientas puede resultar en una reducción de costos de hasta un 12% en comparación con los métodos tradicionales de diseño.
2. **Adaptación del diseño a las condiciones geológicas:** Cada yacimiento tiene características únicas que requieren un enfoque personalizado. Hustrulid (1999) enfatiza la importancia de adaptar el diseño de malla a las condiciones geológicas específicas para maximizar la eficiencia y minimizar los costos.
3. **Implementación de sistemas de monitoreo continuo:** La instalación de sistemas de monitoreo en tiempo real permite ajustar el diseño de malla de manera dinámica en respuesta a las condiciones cambiantes del terreno. Según un estudio de Singh y Narendrula (2006), esta práctica puede resultar en una mejora de la eficiencia operativa de hasta un 10%.
4. **Capacitación del personal:** La formación continua del personal en las mejores prácticas y su implementación es crucial para mantener

bajos los CU. McKenzie (2013) señala que las empresas que invierten en capacitación regular logran una reducción de entre 5-8% en comparación con aquellas que no lo hacen.

En conclusión, el diseño de malla juega un papel fundamental en la determinación de los CU en la MS. Una optimización cuidadosa y continua del diseño de malla, considerando factores como la eficiencia operativa y el consumo de recursos, puede llevar a reducciones significativas en los costos de producción.

La siguiente tabla resume los potenciales ahorros en costos que se pueden lograr optimizando el diseño de malla en diferentes aspectos de la operación minera.

Tabla 11

Potenciales ahorros en costos mediante la optimización del diseño de malla.

Operación	Costo unitario típico (USD)	Fuente
Perforación y voladura	15-20%	Hartman y Mutmansky (2002)
Transporte	Hasta 15%	Jimeno et al. (2003)
Consumo de explosivos	10-15%	Konya y Walter (1990)
Trituración y molienda	Hasta 8%	Kanchibotla et al. (1999)
Eficiencia operativa general	Hasta 12%	Esen et al. (2003)
Mejora por monitoreo continuo	Hasta 10%	Singh y Narendrula (2006)
Reducción por capacitación	5-8%	McKenzie (2013)

Nota: Adaptado de diferentes estudios



Esta tabla proporciona una visión general de los potenciales ahorros en costos que se pueden lograr a través de la optimización del diseño de malla en diferentes aspectos de la operación minera subterránea. Como se puede observar, los ahorros varían desde un 5% hasta un 20% dependiendo del área específica de la operación.

Es importante señalar que estos porcentajes son estimaciones basadas en estudios específicos y pueden variar dependiendo de las condiciones particulares de cada operación minera. Sin embargo, proporcionan una indicación clara de la importancia del diseño de malla en la reducción de costos unitarios en la minería subterránea.

La inclusión de esta tabla en el marco teórico refuerza el argumento de que la optimización del diseño de malla es una estrategia efectiva para la reducción de costos en múltiples áreas de la operación minera subterránea.

2.2.7. Consideraciones geomecánicas en el diseño de malla en relación a costos.

2.2.7.1. Consideraciones geomecánicas.

Las consideraciones geomecánicas juegan un papel crucial en el diseño de malla para la minería subterránea, influyendo directamente en la seguridad, eficiencia y costos operativos. Un diseño de malla que tenga en cuenta las características geomecánicas del macizo rocoso puede optimizar la extracción del mineral y minimizar los costos asociados con el soporte y la rehabilitación de las excavaciones (Hoek et al., 2000).



2.2.7.2. Caracterización del macizo rocoso.

La caracterización del macizo rocoso es el primer paso fundamental para un diseño de malla efectivo. Este proceso implica la evaluación de diversos parámetros geológicos y geotécnicos que influyen en el comportamiento de la roca durante las operaciones mineras.

Según Brady y Brown (2004), los principales aspectos a considerar en la caracterización del macizo rocoso incluyen:

1. Resistencia de la roca intacta
2. Frecuencia y orientación de las discontinuidades
3. Condiciones de las discontinuidades (rugosidad, alteración, relleno)
4. Presencia de agua subterránea
5. Estado de esfuerzos in situ

Para cuantificar estas características, se usan comúnmente sistemas de clasificación geomecánica como el RMR de Bieniawski (1989) y el Q de Barton et al. (1974). Estos sistemas permiten una evaluación sistemática de la calidad del macizo rocoso y proporcionan una base para el diseño de excavaciones y sistemas de soporte.

2.2.7.3. Influencia de las propiedades de la roca en el diseño de malla.

Las propiedades del macizo rocoso tienen una influencia directa en el diseño de malla, afectando parámetros como el espaciamiento entre perforaciones, la carga explosiva y el patrón de voladura. La dureza y la fracturación de la roca determinan la cantidad y disposición de los taladros.

Roca más dura puede requerir una mayor densidad de perforaciones y más explosivo para lograr una fragmentación adecuada. Además, las características geológicas como la presencia de vetas y fisuras pueden alterar el comportamiento de la voladura y deben considerarse al diseñar la malla.

Por su parte, Hustrulid y Iverson (2009) señalan que, en rocas más competentes, se pueden utilizar mallas más amplias y cargas explosivas más altas, lo que resulta en una mayor eficiencia y menores costos de perforación y voladura. Por otro lado, en rocas más débiles o altamente fracturadas, se requieren mallas más cerradas y cargas explosivas más controladas para evitar la sobreexcavación y mantener la estabilidad de las excavaciones.

La siguiente tabla ilustra cómo las propiedades del macizo rocoso pueden influir en el diseño de malla:

Tabla 12

Influencia de las propiedades del macizo rocoso en el diseño de malla.

Calidad del macizo rocoso (RMR)	Espaciamiento típico de perforación (m)	Carga explosiva relativa
Muy buena (81-100)	1.5 - 2.0	Alta
Buena (61-80)	1.2 - 1.5	Media-Alta
Regular (41-60)	1.0 - 1.2	Media
Mala (21-40)	0.8 - 1.0	Baja-Media
Muy mala (<20)	0.6 - 0.8	Muy baja

Nota: Adaptado de diferentes estudios



2.2.7.4. Relación entre la estabilidad de las excavaciones y los costos operativos.

La estabilidad de las excavaciones subterráneas está directamente relacionada con los costos operativos. Un diseño de malla que no considere adecuadamente las condiciones geomecánicas puede llevar a problemas de estabilidad, lo que resulta en costos adicionales de soporte, rehabilitación y, en casos extremos, pérdida de producción.

Según Stacey y Gumede (2007), los costos asociados con la inestabilidad de las excavaciones pueden representar hasta el 10-15% de los costos operativos totales en algunas minas subterráneas. Estos costos incluyen:

1. Instalación de soporte adicional
2. Rehabilitación de excavaciones dañadas
3. Limpieza de derrumbes
4. Tiempo de inactividad debido a cierres por seguridad
5. Dilución del mineral debido a sobre excavación

Por otro lado, un diseño de malla optimizado que tenga en cuenta las condiciones geomecánicas puede resultar en ahorros significativos. Kaiser et al. (2001) demostraron que la implementación de un diseño de malla basado en un análisis geomecánico detallado puede reducir los costos de soporte en hasta un 30% en comparación con enfoques más conservadores.

En conclusión, las consideraciones geomecánicas son fundamentales para un diseño de malla efectivo y económico en la minería



subterránea. Una caracterización adecuada del macizo rocoso, junto con un diseño de malla que se adapte a las propiedades de la roca, puede optimizar la estabilidad de las excavaciones y minimizar los costos operativos a largo plazo.

2.3. MARCO CONCEPTUAL

- **Accesorios de voladura:** Elementos complementarios utilizados en la voladura, como detonadores, cordón detonante y retardos.
- **Análisis de costos:** Estudio detallado de los gastos asociados a una operación minera para identificar áreas de mejora y optimización.
- **Burden:** El burden es la distancia perpendicular desde el centro de la carga explosiva en un taladro hasta la cara libre más próxima, en la dirección en que se espera que se desplace la roca fragmentada.
- **Caracterización geomecánica:** Proceso de evaluación y descripción de las propiedades mecánicas y estructurales del macizo rocoso.
- **Consumo de recursos:** Cantidad de insumos (explosivos, energía, mano de obra, etc.) utilizados en una operación de perforación y voladura.
- **Costos unitarios:** Costo por unidad de producción o actividad en una operación minera, como el costo por metro de avance en una galería.
- **Diseño de malla:** Proceso de planificación y cálculo para determinar la disposición óptima de los taladros en una voladura, considerando factores geológicos, técnicos y económicos.



- **Eficiencia operativa:** Grado de aprovechamiento de los recursos en una operación minera para lograr los objetivos de producción con el mínimo costo posible.
- **Estabilidad de excavaciones:** Capacidad de una excavación subterránea para mantener su forma y dimensiones sin derrumbes o deformaciones excesivas.
- **Factores de diseño:** Variables que influyen en la planificación de una malla de perforación y voladura, como las propiedades de la roca, el tipo de explosivo y los objetivos de fragmentación.
- **Explosivos:** Sustancias químicas capaces de liberar energía en forma de una reacción rápida, utilizadas para fragmentar la roca en minería.
- **Fragmentación de roca:** Resultado de la voladura que determina el tamaño y distribución de los fragmentos de roca, influyendo en la eficiencia de los procesos posteriores.
- **Galería:** Túnel horizontal o subhorizontal en una mina subterránea, utilizado para la exploración, desarrollo o extracción de mineral.
- **Macizo rocoso:** Conjunto de bloques de roca intacta y discontinuidades que conforman el medio geológico donde se desarrolla la minería.
- **Malla de perforación:** Patrón geométrico que define la distribución y espaciamiento de los taladros en una voladura.
- **Minería subterránea:** Método de extracción de minerales que se realiza por debajo de la superficie terrestre, mediante la construcción de túneles y galerías para acceder al yacimiento mineral.



- **Optimización:** Proceso de mejora continua para alcanzar el máximo rendimiento o el mínimo costo en una operación.
- **Perforación:** Proceso mecánico de crear orificios en la roca para la colocación de explosivos o para fines de exploración.
- **Reducción de costos:** Estrategias y acciones implementadas para disminuir los gastos operativos sin comprometer la productividad o la seguridad.
- **Soporte de excavaciones:** Sistemas y elementos utilizados para mantener la estabilidad de las excavaciones subterráneas, como pernos de anclaje, malla metálica y shotcrete.
- **Voladura:** Proceso de fragmentación de la roca mediante el uso de explosivos para facilitar su extracción y manejo.



CAPÍTULO III

MATERIALES Y MÉTODOS

3.1. MÉTODO DE INVESTIGACIÓN

La presente investigación se desarrolla bajo el método científico, el cual, según Bunge (2017), proporciona un enfoque sistemático y estructurado para la adquisición de conocimientos y la resolución de problemas. Este método permite abordar el diseño de malla de perforación y voladura para la reducción de costos unitarios en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. de manera rigurosa y objetiva.

3.2. ENFOQUE DE INVESTIGACIÓN

El enfoque será cuantitativo. Según Creswell (2014), es adecuado para estudios que requieren la recopilación y análisis de datos cuantificables, lo que permite formular conclusiones basadas en la observación y el análisis estadístico. Se recolectaron datos de campo y se emplearán técnicas estadísticas para el análisis comparativo.

3.3. NIVEL DE INVESTIGACIÓN

El nivel de la investigación será descriptivo y explicativo. Descriptivo porque se detallarán las condiciones geomecánicas de la Galería 206E y los parámetros técnicos y operativos del diseño de malla actual (Creswell, 2014). Explicativo porque se buscará entender y justificar cómo las variaciones en el diseño de malla afectan los costos unitarios, proporcionando una base para tomar decisiones informadas sobre la optimización de estos procesos (Sampieri, Collado, & Lucio, 2018).



3.4. TIPO DE INVESTIGACIÓN

En cuanto al tipo, se clasifica como aplicada, ya que busca resolver un problema práctico mediante la aplicación de conocimientos existentes. Hernández-Sampieri y Mendoza (2018) señalan que la investigación aplicada se enfoca en la resolución de problemas específicos en contextos concretos, lo cual se alinea con el objetivo de optimizar el diseño de malla para reducir costos unitarios en una galería específica.

3.5. DISEÑO DE INVESTIGACIÓN

El diseño de la investigación será cuasi-experimental, ya que se manipulará una variable independiente (diseño de malla de perforación y voladura) para observar su efecto sobre una variable dependiente (costos unitarios) dentro de un contexto específico, sin asignación aleatoria (Hernández, Fernández, & Baptista, 2014). Se llevará a cabo un análisis comparativo entre el diseño de malla actual y el propuesto, utilizando datos obtenidos directamente de las operaciones en la Galería 206E.

3.6. POBLACIÓN Y MUESTRA DE ESTUDIO

3.6.1. Población de estudio.

La población está constituida por todas las galerías subterráneas en la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C., donde se llevan a cabo operaciones de perforación y voladura. Según Hernández, Fernández, y Baptista (2014), la población es el conjunto de todos los casos que concuerdan con una serie de especificaciones. En este contexto, se consideran todas las galerías que presentan características geomecánicas similares y donde se usan técnicas de perforación y voladura similares a las de la Galería 206E.



3.6.2. Muestra de estudio.

La muestra seleccionada para este estudio es la Galería 206E de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. Esta muestra ha sido elegida mediante un muestreo no probabilístico por conveniencia, debido a que la Galería 206E presenta características representativas y accesibles para la investigación (Sampieri, Collado, & Lucio, 2018). La selección de esta galería específica permite una observación detallada y análisis profundo de los parámetros de diseño de malla de perforación y voladura, así como su impacto en los costos unitarios. La elección de una única galería como muestra es justificada por la necesidad de realizar un estudio exhaustivo y controlado, tal como lo sugieren Creswell (2014) y Hernández, Fernández, y Baptista (2014).

3.7. ÁMBITO DE ESTUDIO

3.7.1. Ubicación del área en estudio.

La investigación se llevará a cabo en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. Esta unidad minera se encuentra ubicada en el distrito de Yanaquihua, provincia de Condesuyos, departamento de Arequipa, Perú. Geográficamente, se sitúa en la vertiente occidental de la Cordillera de los Andes, a una altitud promedio de 2,300.00 msnm (MINEM, 2021). Según el INGEMMET (2019), la zona se caracteriza por su compleja geología, típica de los yacimientos auríferos del Perú.

Las coordenadas geográficas aproximadas del centro de operaciones de la mina son:

Latitud: -15°47'30" Sur

Longitud: -72°57'15" Oeste



3.7.2. Descripción del área de estudio.

La Galería 206E forma parte del sistema de desarrollo subterráneo de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. Esta galería se encuentra en el nivel 2060 de la mina y tiene una sección transversal de aproximadamente 2.4 m x 2.7 m, con una longitud proyectada de 500 metros (Yanaquihua S.A.C., 2022).

El macizo rocoso se compone principalmente por rocas metamórficas e intrusivas, con presencia de vetas de cuarzo aurífero. Según los estudios geomecánicos realizados por Córdova et al. (2020), la calidad del macizo rocoso varía entre regular a buena, con valores de RMR que oscilan entre 50 y 70. El ambiente de trabajo en la galería se caracteriza por condiciones típicas de minería subterránea, incluyendo:

- Temperatura promedio de 22°C a 25°C
- Humedad relativa entre 70% y 85%
- Ventilación mecánica para mantener una calidad de aire adecuada
- Iluminación artificial mediante lámparas de seguridad y sistemas de alumbrado

Figura 11

Unidad minera Yanaquihua S.A.C.



Nota: Zona de estudio.

3.8. VARIABLES E INDICADORES

3.8.1. Variable independiente.

Diseño de Malla de Perforación y Voladura: Este diseño se enfoca en la optimización de la perforación y voladura para reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.8.2. Variable dependiente.

Costos Unitarios: Este es el resultado principal de la investigación, que se enfoca en reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. a través del diseño de malla de perforación y voladura.

3.8.3. Variables intervinientes.

- **Carga Explosiva:** La carga explosiva es una variable intermedia que se relaciona con el diseño de malla de perforación y voladura. La carga



explosiva adecuada puede influir en la eficiencia de la perforación y voladura y, por lo tanto, en los costos unitarios.

- **Parámetros Técnicos y Operativos:** Estos parámetros incluyen condiciones geomecánicas, tipo de roca, condiciones de perforación y voladura, entre otros. Estos parámetros pueden influir en el diseño de malla de perforación y voladura y, por lo tanto, en los costos unitarios.
- **Eficiencia en la Extracción de Recursos Naturales:** La eficiencia en la extracción de recursos naturales es una variable intermedia que se relaciona con el diseño de malla de perforación y voladura. Una malla de perforación y voladura óptima puede mejorar la eficiencia en la extracción de recursos naturales, lo que puede reducir los costos unitarios.

3.8.4. Operacionalización de variables

Tabla 13

Operacionalización de las variables

Variable independiente	Definición conceptual	Definición operacional	Dimensiones	Indicadores	Medición	Escala de medición
Diseño de Malla de Perforación y Voladura	Patrón de distribución de los taladros de perforación y la carga explosiva para optimizar la fragmentación de la roca.	Costos totales de perforación y voladura divididos entre las toneladas de mineral extraído.	<ul style="list-style-type: none"> Burden Espaciamiento Profundidad de taladros Diámetro de taladros Factor de carga 	<ul style="list-style-type: none"> Metros perforados por taladro Kilogramos de explosivo por taladro Toneladas de roca fragmentada por taladro 	Métodos estadísticos	Razón
Costos Unitarios de Perforación y Voladura	Patrón de distribución de los taladros de perforación y la carga explosiva para optimizar la fragmentación de la roca.	Parámetros de diseño de la malla de perforación y voladura	<ul style="list-style-type: none"> Costos de perforación Costos de voladura 	<ul style="list-style-type: none"> Costo por metro perforado Costo por kilogramo de explosivo utilizado Costo por tonelada de mineral extraído 	Costo S/. por metro cubico de voladura	Razón

Nota: Elaboración propia.

3.9. TÉCNICAS E INSTRUMENTOS PARA EL DESARROLLO DE LOS OBJETIVOS

3.9.1. Análisis de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E.

3.9.1.1. Distribución de discontinuidades.

Durante el mapeo geomecánica, se registraron características de las discontinuidades estructurales (diaclasas) para entender su distribución espacial. Se tomaron en cuenta el tipo de discontinuidad y su orientación (dirección de buzamiento). Estos datos fueron procesados estadísticamente con la técnica de proyección estereográfica equiangular, utilizando el software DIPS, versión 5.103 de Rocscience Inc. (2004).

La tabla siguiente muestra los resultados promedio de la distribución espacial de los principales sistemas de diaclasas en cada "Dominio lito-estructural" (caja techo, estructura mineralizada y caja piso) de las zonas de interés:

Tabla 14

Sistemas de diaclasas en cada "Dominio lito-estructural".

Dominio Lito- Estructural	Sistema de Diaclasas	Dirección de Buzamiento (°)	Inclinación (°)
Caja Techo	Diaclasa 1	120	45
	Diaclasa 2	90	60
	Diaclasa 3	150	30
Estructura Mineralizada	Diaclasa 1	130	40
	Diaclasa 2	100	55
	Diaclasa 3	140	35
Caja Piso	Diaclasa 1	110	50
	Diaclasa 2	80	65

Dominio Lito- Estructural	Sistema de Diaclasas	Dirección de Buzamiento (°)	Inclinación (°)
	Diaclasa 3	160	25
	Diaclasa 1	120	45

Nota: Estos resultados proporcionan una visión clara de las características estructurales en cada dominio, lo que es crucial para el diseño de la malla de perforación y voladura.

La tabla siguiente presenta los resultados promedio de la distribución espacial de los principales sistemas de fallas en cada uno de los dominios "lito-estructurales" considerados en el estudio:

Tabla 15

Principales sistemas de fallas.

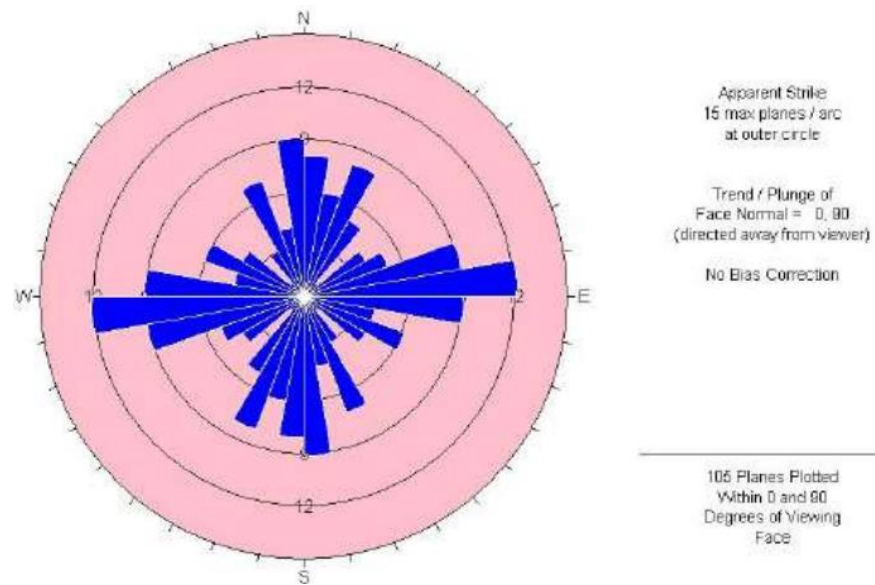
Zona	Sistema de discontinuidad estructural (Buzamiento/Buzamiento)	
	F- 1	F- 2
Muy buena (81-100)	165/77	341/79
Mala (21-40)	150/81	338/67
Muy mala (<20)	135/75-60	346/63

Nota: El sistema de discontinuidad se denota como "Dirección de Buzamiento/Buzamiento"

Las figuras a continuación presentan los diagramas de rosetas de las "diaclasas y fallas" en los dominios lito-estructurales definidos para la zona "Unidad minera Yanaquihua". Estos diagramas ilustran los datos de las discontinuidades estructurales presentes en cada dominio lito-estructural relevante (Caja techo, Estructura mineralizada, Caja piso):

Figura 12

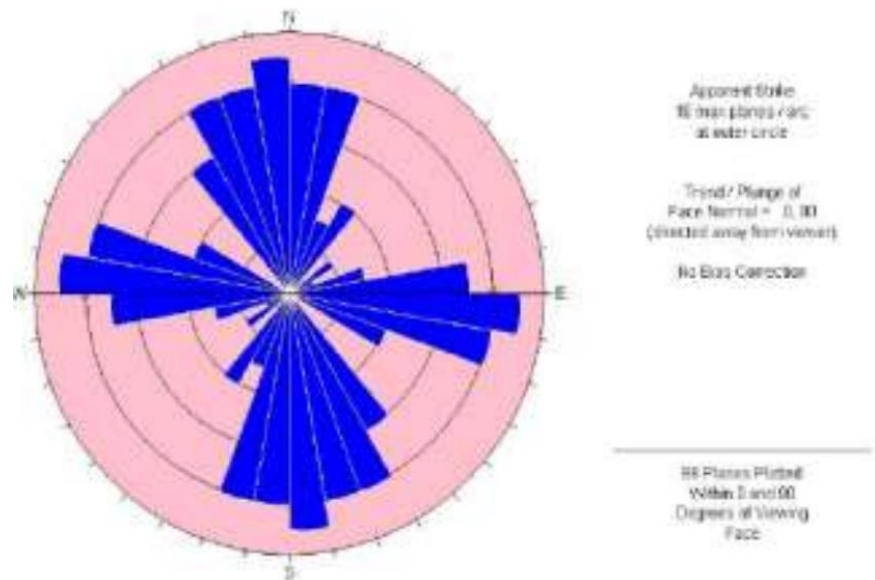
Diagrama de rosetas – caja techo Galería 206E.



Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Figura 13

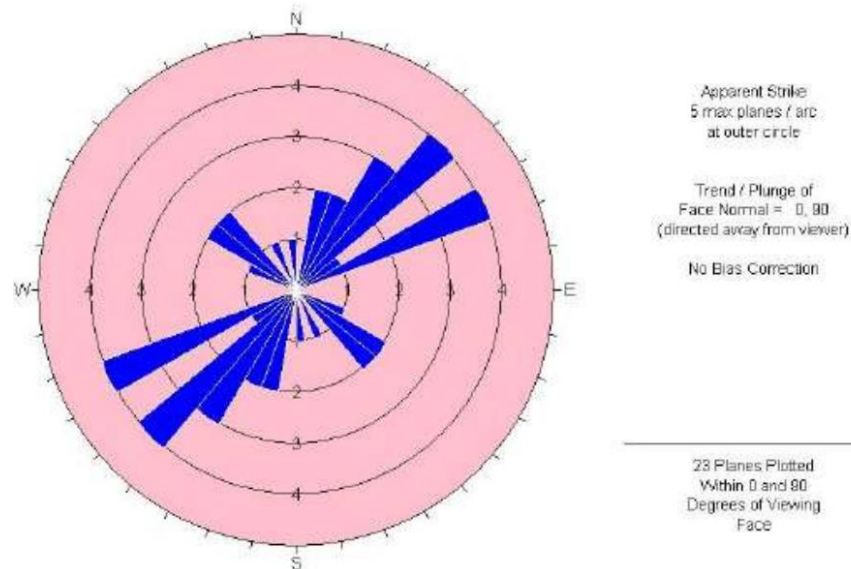
Diagrama de rosetas – estructura mineralizada Galería 206E.



Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Figura 14

Diagrama de rosetas – caja piso Galería 206E.



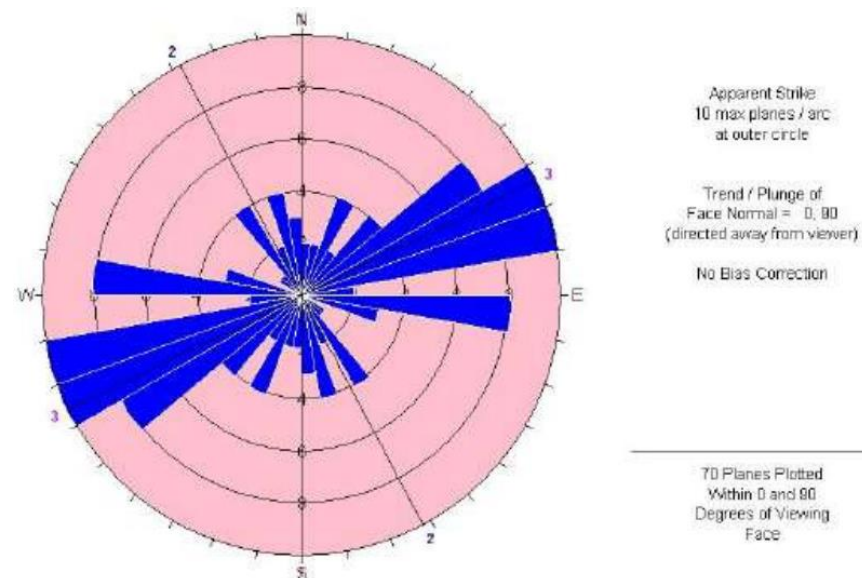
Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

De manera similar al análisis estereográfico de las diaclasas, se ha llevado a cabo el proceso de análisis e interpretación de las fallas durante los trabajos de campo. Esto con el fin de definir los principales sistemas de fallas y conceptualizar la dirección de los esfuerzos mediante el criterio de las fallas conjugadas.

La figura próxima presenta los diagramas de rosetas de las fallas cartografiadas en la zona "Galería 206E"

Figura 15

Diagrama de rosetas – fallas Galería 206E.



Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.9.1.2. Clasificación del macizo rocoso.

El proceso de clasificación geomecánica para este estudio ha consistido en analizar e interpretar la información obtenida durante la etapa de investigación. Esta información se recopiló durante los trabajos de campo utilizando el sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana (2000).

Los valores de resistencia a la compresión uniaxial de la roca se estimaron usando un martillo de rebote y una picota de geólogo. Los valores del índice de calidad de roca (RQD) se determinaron mediante el registro volumétrico de discontinuidades, utilizando la relación propuesta por Palmstrom. Adicionalmente, con fines de este estudio, se realizaron estimaciones del coeficiente de rugosidad de juntas y la resistencia a compresión uniaxial de las paredes de las discontinuidades, como datos para los análisis de estabilidad estructuralmente controlada.

El criterio adoptado para clasificar la masa rocosa en este estudio es el sistema de clasificación geomecánica RMR89 de Bieniawski, modificado por Romana (2000), cuyo rango de valoración se muestra en la tabla siguiente. El objetivo de emplear este criterio de valoración es subdividir la masa rocosa en rangos más precisos y evitar errores de sobreestimación y subestimación de su calidad, logrando así un mejor control en el diseño de la malla de perforación voladura.

Tabla 16

Criterios para la clasificación del macizo rocoso.

Tipo de roca	Rango de valoración "RMR"	Clasificación "RMR" del macizo rocoso
I-A	91-100	Muy buena A
I-B	81-90	Muy buena B
II-A	71-80	Buena A
II-B	61-70	Buena B
III-A	51-60	Regular A
III-B	41-50	Regular B
IV-A	31-40	Mala A
IV-B	21-30	Mala B
V	<21	Muy mala

Nota: Adaptado de Bieniawski, modificado por romana, 2000.

La clasificación geomecánica del macizo rocoso para los propósitos del estudio en se ha obtenido mediante el proceso, análisis e interpretación de la información proporcionada a partir del cartografiado litológico-estructural en afloramientos de superficie y los registros del mapeo geomecánico realizado tanto en afloramientos de superficie como en excavaciones subterráneas.

Empleando el mismo criterio y el tratamiento de la información obtenida en campo, se ha clasificado el macizo rocoso en las distintas zonas del estudio. En el capítulo IV, se presenta el resumen de la clasificación geomecánica del macizo rocoso.

3.9.2. Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.

Para determinar la carga explosiva más adecuada para la perforación y voladura en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C., se consideraron las longitudes promedio representativas del avance por disparo en metros. Se aplicó el algoritmo de Holmberg para calcular los parámetros, permitiendo así comparar la longitud de avance por disparo obtenida con el método empírico. Este enfoque permitió identificar la carga explosiva adecuada en la operación minera.

3.9.2.1. Parámetros de diseño.

Las tablas a continuación presentan los parámetros para el diseño de la malla de perforación y voladura de la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 17

Características geomecánicas del macizo rocoso.

Parámetro	Unidad	Especificación
RMR	-	55.00
GSI	-	47.00
RQD	%	55.60
Densidad	tn/m ³	2.80

Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.



Tabla 18

Características del equipo empleado.

Parámetro	Unidad	Especificación
Diámetro de la broca	mm	38.00
Diámetro de la rimadora	mm	55.00
Longitud del barreno	Pies	8.00
Eficiencia de la perforación	%	95.00
Angulo de los taladros de contorno	-	3.00
Desviación angular	-	10.00
Error de emboquille	-	20.00

Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 19

Características del explosivo empleado.

Parámetro	Unidad	Especificación
Densidad relativa	g/cm ³	1.40
Velocidad de detonación	m/s	5700.00
Presión de detonación	kbar	93.00
Energía	kcal/kg	920.00
Volumen normal de gases	l/kg	880.00
Potencia relativa en peso	%	100.00
Potencia relativa en volumen	%	145.00
Sensibilidad al fulminante N°	N°	8.00
Resistencia al agua	-	Excelente
Categoría de humos	-	Primera

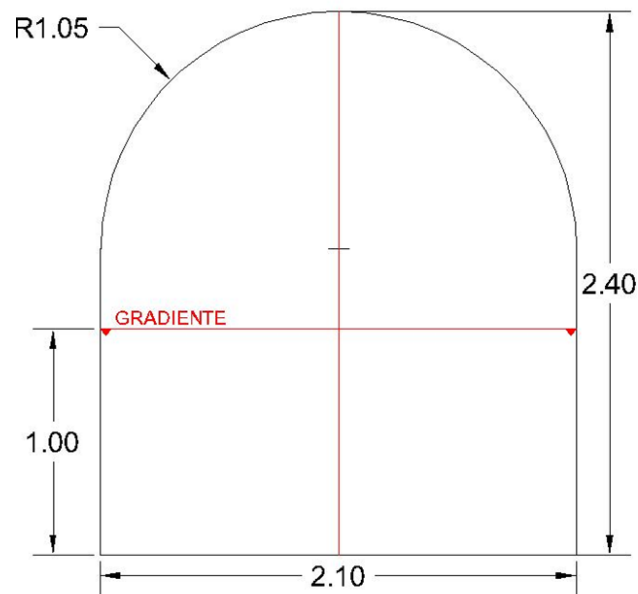
Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.9.2.2. Diseñando la malla de perforación y voladura.

1. Cálculo del área de labor.

Figura 16

Sección Galería 206E.



Nota: Elaborado por mí autoría.

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

$$Area (S) = \left(\frac{3.1416 * (1.05)^2}{2} \right) + (1.05 * (2.1 - (2 * 1.05))) + (2.1 * (2.4 - 1.05))$$

$$Area (S) = (1.73) + (0) + (5.95)$$

$$Area (S) = \mathbf{7.68 m^2}$$

2. Cálculo del número de taladros.

$$N^{\circ} Taladros = \left(\frac{P}{dt} \right) + (S * C)$$

$$N^{\circ} Taladros = \left(\frac{8.098}{0.5} \right) + (7.68 * 2)$$

$$N^{\circ} Taladros = (16.196) + (15.36)$$

$$N^{\circ} Taladros = \mathbf{32}$$



3. Cálculo de la longitud de perforación (LP).

$$LP = \text{Longitud de barreno} * \text{eficiencia de perforación}$$

$$\text{Eficiencia de perforación} = 95\%$$

$$LP = 2.50 * 0.95 = 2.38 \text{ m}$$

4. Cálculo del Volumen por disparo (V).

$$\text{Avance/disparo} = 95\%$$

$$V = A_T * LP = 5.743 * 2.38 = 13.668 \text{ m}^3$$

5. Cálculo de la cantidad de carga por disparo.

$$\text{Interpolando: } A_T = 5.743 \text{ m}^2$$

$$10 \rightarrow 1.40$$

$$5.743 \rightarrow X$$

$$5 \rightarrow 1.80$$

$$\frac{10 - 5.743}{10 - 5} = \frac{1.40 - X}{1.40 - 1.80}$$

$$\frac{4.257}{5} = \frac{1.40 - X}{-0.40}$$

$$X = 1.741 \text{ kg/m}^3$$

$$\text{Cantidad de carga/disparo} = \text{Cantidad de carga/volumen}$$

$$\text{Cant. Disp.} = 1.741 * 13.668 = 23.796 \text{ kg/Disparo}$$

$$\text{Carga promedio/Taladro (Q)}$$

$$Q = \frac{23.796}{25} = 0.952 \text{ kg/taladro}$$

6. Cálculo del número promedio de emulnor por taladro.



$$N^{\circ} \text{ Cart./Tal.} = \frac{Q}{\text{Peso del explosivo}} = \frac{0.952}{0.11} = 8.65$$

$$\approx 9 \text{ Cart./Tal.}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart./Tal.} = \frac{0.952}{0.11} = 8.65 \approx 9 \text{ Cart./Tal.}$$

7. Cálculo del diámetro equivalente (\emptyset).

$$\emptyset_e = \emptyset_A * \sqrt{NTa} \quad NTa = N^{\circ} \text{ Taladros de aditivo}$$

$$\emptyset_e = 0.05 * \sqrt{3} = 0.086 \approx 0.09 \text{ mm}$$

8. Cálculo del número de cartuchos por disparo.

$$N^{\circ} \text{ Cart.} = \frac{N^{\circ} \text{ Tal}}{\text{Disp.}} * \frac{N^{\circ} \text{ Car}}{\text{Tal.}}$$

$$N^{\circ} \text{ Cart./Disp.} = 25 * 9 = 225$$

3.9.2.3. Cálculo y diseño del arranque para el 1° cuadrante.

Se implementará una versión modificada del algoritmo de Roger Holmberg para optimizar la malla de perforación, con el objetivo de alcanzar los resultados deseados de manera efectiva:

1. Cálculo de la constante específica de la roca (CE).

$$CE = \frac{0.56 * p * \text{Tang} \left(\frac{GSI + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - RQD}{3.30}}}$$

$$CE = \frac{0.56 * 0.28 * \text{Tang} \left(\frac{47 + 15}{2} \right)}{\sqrt[3]{\frac{115 - 55.6}{3.30}}} = 0.360 \text{ kg/m}^3$$



2. Cálculo de la constante de la roca (C).

$$C = 0.8784 * CE + 0.0052$$

$$C = 0.8784 * 0.360 + 0.0052 = 0.32 \text{ kg/m}^3$$

3. Cálculo del Burden (B1).

$$B_1 = [1,7 - (\alpha * H * \beta)] * \emptyset_e$$

$$B_1 = [1,7 - (0.01 * 2.38 * 0.02)] * 0.09 = 0.153 \text{ m}$$

4. Cálculo del Bruden práctico (B'1).

$$B'_1 = B_1 - E_p \quad E_p = \alpha * H * \beta = 0.046$$

$$B'_1 = 0.153 - (0.01 * 2.38 * 0.02) = 0.106 \text{ m}$$

5. Cálculo del ancho de abertura (a1).

$$a_1 = \emptyset_P + \emptyset_A + 2 * B'_1$$

$$a_1 = 0.038 + 0.05 + 2 * 0.106 = 0.300 \text{ m}$$

6. Cálculo del alto de abertura (a'1).

$$a'_1 = a_1 * \text{Sen}(60^\circ)$$

$$a'_1 = 0.300 * \text{Sen}(60^\circ) = 0.26 \text{ m}$$

7. Cálculo de la carga/taladro en arranque.

- Carga/taladro = (1.6 - 1.3) x Q

- Carga/taladro = 1.3 x Q

- Carga/taladro = 1.3 x 0.952 kg/tal = 1.237 kg/tal

8. Cálculo de la densidad relativa (DR).



$$DR = 1140 \text{ kg/m}^3$$

9. Cálculo de la concentración de carga (q).

$$q = DR * \text{Área} * 10$$

$$q = 1140 * \pi * 17^2 * 10 = 1.29 \text{ kg/m}$$

10. Cálculo del N° de cartucho/taladro (N°).

$$N^\circ = \frac{\text{Carga por taladro}}{\text{Peso del explosivo}}$$

$$N^\circ = \frac{1.237}{0.11} = 11.24 \approx 11$$

11. Cálculo del taco (T).

$$T = 10 * \emptyset_p$$

$$T = 10 * 0.038 = 0.38 \text{ m}$$

3.9.2.4. Calculo y diseño de las ayudas - 2° cuadrante.

1. Cálculo de la Abertura teórica (a).

$$a_2 = (B'_1 - E_p) * \sqrt{2}$$

$$a_2 = (0.106 - 0.046) * \sqrt{2} = 0.085$$

$$a_2 = 0.085$$

2. Cálculo del Burden teórico (B2).

$$B_2 = 8.80 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a_2 * q * PRP}{\emptyset_p * C}}$$



$$B_2 = 8.80 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.085 * 1.29 * 1}{0.038 * 0.32}} = 0.264 \text{ m}$$

3. Cálculo del Burden práctico (B2).

$$B'_2 = B_2 - E_p$$

$$B'_2 = 0.264 - 0.046 = 0.200 \text{ m}$$

4. Cálculo por taladros en ayuda.

- Carga/taladro = 1.1 x Q

- Carga/taladro = 1.1 x 0.952 kg/tal = 1.047 kg/tal

5. Cálculo del N° de cartuchos/taladro (N°).

$$N^\circ = \frac{\text{Carga por taladro}}{\text{Peso del explosivo}} = \frac{1.047}{0.11} = 9.52 \approx 10$$

6. Cálculo de la Abertura práctica (a'2).

$$a'_2 = \left(B'_2 + \frac{a_2}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$a'_2 = \left(0.200 + \frac{0.085}{2} \right) * \sqrt{2} = 0.343 \text{ m}$$

3.9.2.5. Calculo y diseño de las ayudas - 3° cuadrante.

1. Cálculo de la Abertura teórica (a).

$$a_2 = \left(B'_2 + \frac{a_1}{2} - E_p \right) * \sqrt{2}$$

$$a'_2 = \left(0.200 + \frac{0.300}{2} - 0.046 \right) * \sqrt{2} = 0.430 \text{ m}$$

2. Cálculo del Burden teórico (B3).



$$B_3 = 8.80 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{a_2 * q * PRP}{\emptyset_P * C}}$$

$$B_3 = 8.80 * 10^{-2} * \sqrt{\frac{0.430 * 1.29 * 1}{0.038 * 0.32}} = 0.594 \text{ m}$$

3. Cálculo del Burden práctico (B3).

$$B'_3 = B_3 - E_p$$

$$B'_3 = 0.594 - 0.046 = 0.548 \text{ m}$$

4. Cálculo por taladros en ayuda.

$$- \text{Carga/taladro} = 1.1 * Q$$

$$- \text{Carga/taladro} = 1.1 * 0.952 \text{ kg/tal} = 1.047 \text{ kg/tal}$$

5. Cálculo del N° de cartuchos/taladro (N°).

$$N^\circ = \frac{\text{Carga por taladro}}{\text{Peso del explosivo}} = \frac{1.047}{0.11} = 9.52 \approx 10$$

6. Cálculo de la Abertura práctica (a'3).

$$a'_3 = \left(B'_3 + \frac{a'_2}{2} \right) * \sqrt{2}$$

$$a'_3 = \left(0.548 + \frac{0.343}{2} \right) * \sqrt{2} = 1.018 \text{ m}$$

7. Análisis de cumplimiento.

$$\text{Regla} = \sqrt{2.28} - 1.018 \geq 0.35$$

$$0.35 \geq 0.35 \dots \dots \dots \text{Si cumple!}$$

3.9.2.6. Cálculo y diseño de arrastres - 4° cuadrante.

Datos:

$$\text{Alto (H)} = 2.00 \text{ m}$$

$$C = 0.32$$

$$\text{Ancho (A)} = 2.40 \text{ m}$$

$$e = 1$$

$$B = 1.50$$

$$S/B = 1.45$$

$$\alpha = 3^\circ$$

$$Q = 1.29$$

1. Cálculo del Burden teórico (B).

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{q * PRP}{C * e * S/B}}$$

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{1.29 * 1}{0.32 * 1 * 1.45}} = 1.50 \text{ m}$$

2. Cálculo del Burden práctico (B').

$$B' = B - H * \text{Sen } \alpha - E_p$$

$$B' = 1.50 - 2.00 * \text{Sen } (3) - 0.046 = 1.35 \text{ m}$$

3. Cálculo del N° de taladro (NT).

$$NT = \frac{A + 2 * H * \text{Sen } (\alpha)}{B} + 2$$

$$NT = \frac{2.40 + 2 * 2.00 * \text{Sen } (3)}{1.50} + 2 = 5.003 \approx 5$$

4. Cálculo del Espaciamiento (S).

$$S = \frac{A + 2 * H * \text{Sen } (\alpha)}{NT - 1}$$



$$S = \frac{2.40 + 2 * 2.00 * \text{Sen}(3)}{5 - 1} = 0.65 \text{ m}$$

5. Cálculo del Espaciamiento en las esquinas (S').

$$S' = S - H * \text{Sen}(\alpha)$$

$$S' = 0.65 - 2.00 * \text{Sen}(3) = 0.54 \approx 0.60 \text{ m}$$

6. Cálculo de la Longitud el taco (L_T).

$$L_T = 0.20 * B$$

$$L_T = 0.20 * 1.50 = 0.30 \text{ m}$$

7. Cálculo de la Carga/taladro (C_T).

$$C_T = 1.10 * Q$$

$$C_T = 1.10 * 0.939 = 1.033 \text{ kg/tal}$$

8. Cálculo de N° Cartuchos/taladro ($N_{C/T}$).

$$N_T = \frac{C_T}{0.11}$$

$$N_{C/T} = \frac{1.033}{0.11} = 9.390 \approx 9$$

3.9.2.7. Calculo y diseño de la Corona.

Datos:

$$\emptyset_p = 0.038$$

$$K = 15$$

$$S/B = 0.80\text{m}$$

1. Cálculo del Espaciamiento (S).



$$S = K * \emptyset$$

$$S = 15 * 0.038 = 0.57 \approx 0.60 \text{ m}$$

$$S = 0.57 \approx 0.60 \text{ m}$$

2. Cálculo del Burden (B).

$$B = \frac{S}{\frac{S}{B}}$$

$$B = \frac{0.60}{0.80} = 0.75 \text{ m} \approx 1.50 \text{ m}$$

3. Cálculo de la Concentración de carga (Q).

$$B = 90 * \emptyset_p^2$$

$$B = 90 * 0.038^2 = 0.129 \text{ kg/m}$$

4. Cálculo del Número de taladros (NT).

$$NT = \frac{P}{S}$$

$$P = 2\pi \sqrt{\frac{r^2 + R^2}{2}} = 2\pi \sqrt{\frac{0.30^2 + 1.25^2}{2}} = 5.70 \text{ m}$$

$$\Rightarrow \text{Semi Perímetro} = \frac{P}{2} = \frac{5.70}{2} = 2.85 \text{ m}$$

$$\Rightarrow NT = \frac{2.85}{0.6} = 4.75 \approx 5$$

5. Cálculo del Número de Cartuchos/taladro (N°C).

$$N^\circ C = \frac{L_e * q}{0.1}$$



$$L_e = Long. Tabaldro - L_T = 2.28 - 0.3 = 1.98 \text{ m}$$

$$L_e = 2.28 - 0.30 = 1.98 \text{ m}$$

$$N^{\circ}C = \frac{1.98 * 0.129}{0.1} = 2.50 \approx 3$$

3.9.2.8. Cálculo y diseño de los Cuadradores (Paredes).

1. Cálculo del Burden teórico (B).

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{q * PRP}{C * e * S/B}}$$

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{1.29 * 1}{0.32 * 1.20 * 1.25}} = 1.475 \text{ m}$$

2. Cálculo del Burden práctico (B').

$$B' = B - H * Sen \alpha - E_p$$

$$B' = 1.475 - 2.00 * Sen (3) - 0.046 = 1.32 \text{ m}$$

3. Cálculo del N° de taladro (NT).

$$NT = \frac{Long. Disparo (LD)}{B' * \frac{S}{B}} + 2$$

$$LD = A - \text{Haltura de Arco}$$

$$LD = 2.50 - 0.50 = 2.00 \text{ m}$$

$$NT = \frac{2.00}{1.20 * 1.25} + 2 = 3.333 \approx 4$$

4. Cálculo del Espaciamiento (S).



$$S = \frac{LD}{N - 1}$$

$$S = \frac{2.00}{4 - 1} = 0.67 \text{ m}$$

5. Cálculo de la Cantidad de carga/disparo (CD).

$$CD = q * H = 1.29 * 2.28 = 2.94 \text{ kg}$$

6. Cálculo de la Cantidad de carga/taladro (CT).

$$CT = \frac{CD}{NT}$$

$$CT = \frac{2.94}{4} = 0.74 \text{ kg}$$

7. Cálculo del Número de Cartucho/taladro (NC).

$$NC = \frac{CT}{0.11}$$

$$NC = \frac{0.74}{0.11} = 6.65 \approx 7$$

3.9.2.9. Calculo y diseño del núcleo.

Para calcular el diseño del núcleo, el criterio es el mismo que para los casos:

Datos:

$$C = 0.32$$

$$S/B = 1.25 \text{ m}$$

$$e = 1.45$$

Tabla 20*Dirección de salida de los taladros.*

Dirección de salida de taladros	Factor de fijación (f)	Relación (S/B)
Hacia arriba y horizontalmente	1.45	1.25
Hacia abajo	1.20	1.25

Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

1. Cálculo del Burden teórico (B).

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{q * PRP}{C * e * S/B}}$$

$$B = 0.90 * \sqrt{\frac{1.29 * 1}{0.32 * 1.45 * 1.25}} = 1.341 \text{ m}$$

2. Cálculo del Burden práctico (B').

$$B' = B - H * \text{Sen } \alpha - E_p$$

$$B' = 1.341 - 2.00 * \text{Sen } (3) - 0.046 = 1.19 \text{ m}$$

3. Cálculo de la longitud disponible (LD).

$$L_D = A - \text{Gradiente} - \frac{a'_3}{2}$$

$$L_D = 2.50 - 1 - \frac{1.018}{2} = 0.991 \text{ m}$$

4. Cálculo del Número de Taladros (NT).

$$NT = \frac{LD}{\frac{S}{B}} + 2$$



$$NT = \frac{0.991}{1.25} + 2 = 2.80 \approx 3$$

5. Cálculo del Espaciamiento (S).

$$NT = \frac{LD}{N - 1}$$

$$NT = \frac{0.991}{3 - 1} = 1.95 \approx 2$$

6. Cálculo del Número de Cartuchos (NC).

En sugerencia de Manual de Voladura, la cantidad de cartuchos = 8

$$Factor\ de\ Carga = \frac{200 * 0.11}{15.226} = 1.44\ kg/m^3$$

3.9.3. Análisis comparativo de CU asociados a la perforación y voladura.

En las tablas a continuación, se muestran de forma detallada los costos actuales y los costos propuesto que reflejan la diferencia entre estos costos en el frente de operación; de acuerdo al Tabla 7, los costos más influyentes son los costos de explosivos y accesorios, que determinan el costo total de la voladura; también se observa cual es el ítem más elevado en los costos de voladura que son los costos de explosivos seguida del costo de aire comprimido, entonces podemos asumir que los costos anteriores antes de la investigación son elevados en el ítem de explosivos seguida de los costos de los explosivos, de acuerdo a la Figura 12.

3.9.3.1. Parámetros para el análisis de costos unitarios.

La tabla a continuación presenta los parámetros para el diseño actual y el diseño propuesto de la malla de perforación y voladura de la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 21*Parámetros para el análisis de costos de diseño actual.*

Parámetro	Unidad	Diseño de malla	
		Actual	Propuesto
Número de taladros perforados	Und	44	38
Número de taladros cargados	Und	39	34
Longitud de barrenos	Pies	8	8
Avance	M/Disp	2.05	2.35
Longitud de taladro	M	2.18	2.38
Tipo de roca	Clasificación	Semi dura	Semi dura
Número de cartuchos/taladro	Und	7	6
Explosivo	Tipo	E – 3000	E – 3000
Nº de Carmex	Und	30	26

Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.9.3.2. Análisis de Costos unitarios en perforación y voladura.**1. Costo de mano de obra.**

Este costo se ha determinado de acuerdo al cargo del personal involucrado en la operación por tarea como presentamos en la Tabla 22; recordemos que los beneficios sociales asignados son de 105.04%.

Tabla 22*Costo de mano de obra directa.*

Trabajador	Jornal básico (S/.)	Beneficios (S/.)	EPP's y herramientas	Total
Maestro Perforista	70.00	73.50	10.00	153.50
Maestro Enmaderador	70.00	73.50	10.00	153.50
Maestro Tubero-Carrilano	70.00	73.50	10.00	153.50
Palero	70.00	73.50	10.00	153.50



Trabajador	Jornal básico (S/.)	Beneficios (S/.)	EPP's y herramientas	Total
Maestro Winchero	70.00	73.50	10.00	153.50
Maestro Motorista	70.00	73.50	10.00	153.50
Ayudante Perforista	55.00	57.75	10.00	122.75
Ayudante Enmaderador	55.00	57.75	10.00	122.75
Ayudante Motorista	55.00	57.75	10.00	122.75
Ayudante Palero	55.00	57.75	10.00	122.75
Ayudante Winchero	55.00	57.75	10.00	122.75
Peón	55.00	57.75	10.00	122.75

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 23

Costo de mano de obra indirecta.

Trabajador	Jornal básico (S/.)	Beneficios (S/.)	Asignación Familiar	Total por mes
Ingeniero residente	140.00	147.00	2.10	8673.00
Asistente técnico	110.00	115.50	2.10	6828.00
Capataz	73.50	77.18	2.10	4583.25
Asistente administrativo	73.50	77.18	2.10	4583.25

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

2. Costo de EPP's (Personal de perforación).

Tabla 24

Costo de EEP's Trabajos en agua.

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Saco de Jebe	1.00	100.00	120.00	0.23
Pantalón de Jebe	1.00	96.00	120.00	0.22
Botas de Jebe	1.00	174.00	90.00	0.52
Guantes de Neoprene	1.00	48.00	30.00	0.43
Mameluco	1.00	211.00	180.00	0.32
Casco	1.00	170.00	360.00	0.13



Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Barbijo	1.00	22.00	90.00	0.07
Respirador contra Gases	1.00	296.00	180.00	0.44
Cartucho Para Respirador	1.00	63.00	25.00	0.68
Correa de Seguridad	1.00	37.00	360.00	0.03
Tapa de oídos	1.00	93.00	30.00	0.83
Lentes	1.00	93.00	180.00	0.14
Total (S/.)				14.94

Tabla 25

Costo de EEP's Trabajos en campo.

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Botas de Jebe	1.00	174.00	90.00	0.52
Guantes de Neoprene	1.00	48.00	30.00	0.43
Mameluco	1.00	211.00	180.00	0.32
Casco	1.00	170.00	360.00	0.13
Barbijo	1.00	22.00	90.00	0.07
Respirador contra Gases	1.00	296.00	180.00	0.44
Cartucho Para Respirador	1.00	63.00	25.00	0.68
Correa de Seguridad	1.00	37.00	360.00	0.03
Tapa de oídos	1.00	93.00	30.00	0.83
Lentes	1.00	93.00	180.00	0.14
Total (S/.)				13.31

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3. Costo de Herramientas y Materiales.

Tabla 26

Costo de Herramientas y materiales para perforistas.

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Atacador	1.00	13.00	60.00	0.22
Barretilla	2.00	96.00	180.00	1.07
Comba de 6 lb	1.00	26.00	90.00	0.29



Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Cucharilla	1.00	9.00	200.00	0.05
Flexómetro Metálicos de 3m	1.00	7.00	60.00	0.12
Llave Francesa # 14	1.00	100.00	540.00	0.19
Llave Stilson de # 14	1.00	89.00	540.00	0.16
Lampa Minera Tipo Cuchara	1.00	24.00	90.00	0.27
Pico de acero de dos puntas	1.00	22.00	90.00	0.24
Saca barreno	1.00	9.00	200.00	0.05
Atacador	1.00	37.00	300.00	0.12
Barretilla	1.00	13.00	60.00	0.22
Total (S/.)				2.76

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 27

Costo de Herramientas y materiales para enmaderador.

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Azueta de Acero	1.00	33.00	90.00	0.37
Barretilla	2.00	96.00	180.00	1.07
Comba	1.00	23.00	90.00	0.26
Corvina Trozadora	1.00	130.00	360.00	0.36
Flexómetro Metálicos	1.00	7.00	60.00	0.12
Lampa Minera	1.00	24.00	90.00	0.27
Pico de acero	1.00	23.00	90.00	0.26
Pata de cabra	1.00	28.00	360.00	0.08
Total (S/.)				2.76

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 28*Costo de Herramientas y materiales para tubero-carrilano.*

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Barretilla	2.00	96.00	180.00	1.07
Comba	1.00	44.00	90.00	0.49
Llave Francesa # 14	1.00	104.00	540.00	0.19
Llave Francesa # 18	1.00	178.00	540.00	0.33
Llave Stilson # 14	1.00	89.00	540.00	0.16
Llave Stilson # 18	1.00	118.00	540.00	0.22
Lampa Minera	1.00	24.00	90.00	0.27
Pico de acero	1.00	23.00	90.00	0.26
Pata de cabra	1.00	28.00	360.00	0.08
Total (S/.)				3.06

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 29*Costo de Herramientas y materiales para peones.*

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Barretilla	2.00	96.00	180.00	1.07
Bugui	1.00	241.00	60.00	4.02
Lampa Minera	1.00	24.00	90.00	0.27
Pico de acero	1.00	23.00	90.00	0.26
Total (S/.)				5.61

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

Tabla 30*Costo de Herramientas y materiales para ayudantes de motorista.*

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Vida útil	Costo por labor
Barretilla	2.00	96.00	180.00	1.07
Lampa Minera Tipo Cuchara	1.00	24.00	90.00	0.27
Pico de acero de dos puntas	1.00	23.00	90.00	0.26
otros	1.00	5.00	30.00	0.17
Total (S/.)				1.76

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

4. Costo de Equipos.

Tabla 31*Costo de Herramientas y materiales para perforistas.*

Producto	Cantidad (Und)	Costo (S/.)	Parcial
Compresora 375 CFM	1.00	83,250.00	83,250.00
Compresora 250 CFM	1.00	61,050.00	61,050.00
Generador Eléctrico - 60	1.00	31,450.00	31,450.00
Jackleg Neumática RNP	2.00	18,500.00	37,000.00
Pala Neumática 12 B	1.00	55,500.00	55,500.00
Retroexcavadora	1.00	55,500.00	55,500.00
Camioneta Mina	2.00	25,900.00	51,800.00
Campamento Mina	1.00	22,200.00	22,200.00
Carro Minero 220	2.00	4,440.00	8,880.00
Carro Minero 1.5 TN	4.00	5,550.00	22,200.00
Locomotora 1.7 TN	1.00	129,500.00	129,500.00
Pala Neumática 25 B	1.00	55,500.00	55,500.00
Pulmón de Aire	1.00	5,550.00	5,550.00
Total (S/.)			619,380.00

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

5. Costo de Equipos.

Tabla 32

Costo de Explosivos.

Producto	Cantidad (Und)	Unidad	Costo (S/.)	Parcial
Dinamita semexa	1.00	Und	1.00	1.00
Fanel micro retardador	1.00	Pza	16.00	16.00
Carmex	1.00	Und	2.40	2.40
Fulminante	1.00	Und	1.00	1.00
Cordón detonante	1.00	MI	1.00	1.00
Guía de seguridad	1.00	MI	1.00	1.00
Total (S/.)				22.40

Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.9.3.3. Análisis de costos unitarios del diseño de la malla actual.

Tabla 33

Análisis de costos unitarios del diseño de la malla actual.

Equipo : Perforadora – pala neumática		N° de taladros:		44			
Avance : 2.05 metros lineales		N° de taladros cargados:		39			
Sección : 2.10 x 2.40 m							
ítem	Descripción	Incide. %	Und	Cant.	Precio unitario	Parcial (S/.)	Costo por ml
01	Mano de obra						409.26
01.01	Maestro Perforista	100.00	Tarea	1.00	153.50	153.5	113.70
01.02	Maestro Motorista	100.00	Tarea	1.00	153.50	153.5	113.70
01.03	Ayud. Perforista	100.00	Tarea	1.00	122.75	122.75	90.93
01.04	Peón	100.00	Tarea	1.00	122.75	122.75	90.93
02	Implementos de seguridad						41.85
02.01	Personal Operativo Normal	200.00	Tarea	1.00	14.94	29.88	22.13
02.02	Personal Operativo en Agua	200.00	Tarea	1.00	13.31	26.62	19.72
03	Herramientas y materiales						359.52
03.01	Barra Cónica de 4 pies	29.00	Uni	1.00	324.00	93.96	69.60
03.02	Barra Cónica de 6 pies	7.00	Uni	1.00	405.00	28.35	21.00
03.03	Broca Descartable	126.00	Uni	1.00	93.00	117.18	86.80
03.04	Manguera de 1"	1.00	M	30.00	12.00	3.60	2.67
03.05	Manguera de 1/2"	1.00	M	30.00	6.00	1.80	1.33
03.06	Conexiones	1.00	Uni	4.00	30.00	1.20	0.89
03.07	Aceite	30.00	GI	1.00	23.00	6.90	5.11
03.08	Combustible Compresora	1500.00	GI	1.00	13.00	195.00	144.44



Equipo : Perforadora – pala neumática		N° de taladros:		44			
Avance : 2.05 metros lineales		N° de taladros cargados:		39			
Sección : 2.10 x 2.40 m							
ítem	Descripción	Incide. %	Und	Cant.	Precio unitario	Parcial (S/.)	Costo por ml
03.09	Herramientas	100.00	Tarea	1.00	37.00	37.00	27.41
04	Equipos de contrata						308.64
04.01	Perforadora Jack Leg	100.00	Pp	252.00	0.13	0.48	89.60
04.02	Pala Neumatica 12 B	100.00	Hr	2.50	10.00	37.00	68.52
04.03	Compresora Neumatica	100.00	Hr	3.00	18.00	66.60	148.00
04.04	Repuestos de lámpara	100.00	Tarea	4.00	0.23	0.85	2.52
05	Explosivos						262.18
05.01	Dinamita de 65%	100.00	Uni	266.00	0.93	247.38	183.24
05.02	Carmex	100.00	Uni	38.00	2.22	84.36	62.49
05.03	Igniter cord	100.00	M	20.00	1.11	22.20	16.44
Costo Directo (CD)							1,318.80
Gastos Generales y Administrativos			15.00 %				207.18
Imprevistos / Contingencias			10.00 %				138.12
Utilidad			10.00 %				138.12
Costo Indirecto (CI)							483.41
Costo Total por metro de perforación y voladura							1,864.59

Nota: Departamento de Geomecánica - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

3.9.3.4. Análisis de costos unitarios del diseño de la malla propuesto.

Tabla 34

Análisis de costos unitarios del diseño de la malla propuesto.

Equipo : Perforadora – pala neumática		N° de taladros:		38			
Avance : 1.85 metros lineales		N° de taladros cargados:		34			
Sección : 2.10 x 2.40 m							
ítem	Descripción	Incide. %	Und	Cant.	Precio unitario	Parcial (S/.)	Costo por ml
01	Mano de obra						277.91
01.01	Maestro Perforista	75.00	Tarea	1.00	153.50	115.125	62.23
01.02	Maestro Motorista	100.00	Tarea	1.00	153.50	153.5	82.97
01.03	Ayud. Perforista	100.00	Tarea	1.00	122.75	122.75	66.35
01.04	Peón	100.00	Tarea	1.00	122.75	122.75	66.35
02	Implementos de seguridad						28.74
02.01	Personal Operativo Normal	100.00	Tarea	2.00	14.94	29.88	16.15
02.02	Personal Operativo en Agua	175.00	Tarea	1.00	13.31	26.62	12.59
03	Herramientas y materiales						333.44



CAPÍTULO IV

RESULTADOS Y DISCUSIÓN

4.1. PRESENTACIÓN Y ANÁLISIS DE RESULTADOS

En este capítulo presentamos los resultados derivados del estudio realizado en tablas y figuras para un análisis, organizado según los objetivos establecidos inicialmente.

4.1.1. Análisis de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E.

El análisis de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E en la unidad minera Yanaquihua S.A.C. se realizó usando el índice de calidad RMR según la clasificación geomecánica de Bieniawski (1989), método ampliamente utilizado en minería subterránea y adoptado por el Departamento de Geomecánica de la unidad minera.

- **Características geológicas y estructurales:**

La litología de la caja techo se compone principalmente de flujos lávicos andesíticos intercalados con niveles piroclásticos, presentando colores que varían de violáceos a grisáceos. El macizo rocoso se caracteriza por su naturaleza fracturada, con un RQD (Rock Quality Designation) que oscila entre 50-75, disminuyendo a 35-45 en zonas próximas a fallas donde la fracturación es más intensa.

- **Propiedades geomecánicas:**

El rango de RMR observado varía entre 45 y 85, indicando una calidad de roca de regular a muy buena. La resistencia a la compresión simple del macizo



rocoso se sitúa entre 60 y 130 MPa, reflejando una variabilidad significativa en la competencia de la roca.

- **Características de las discontinuidades:**

- **Espaciamiento:** Varía entre 0.06-0.2 m y 0.2-0.6 m.
- **Persistencia:** Altamente variable, desde pocos metros hasta más de 20 m.
- **Apertura:** Oscila entre <0.1 mm y 5.0 mm.
- **Rugosidad:** Las superficies varían de rugosas a lisas.
- **Relleno:** Presencia ocasional de rellenos duros (cuarzo, sílice, sulfuros) o suaves (óxidos, carbonatos).

- **Condiciones hidrogeológicas y de alteración:**

El grado de alteración de las paredes de las discontinuidades varía de ligero a muy alterado, especialmente cerca de las zonas de falla. La condición de humedad es generalmente seca a parcialmente húmeda, con presencia puntual de goteos.

Tabla 35

Resumen de parámetros geomecánicas de la Galería 206E.

Parámetros	Rango/Descripción
RMR	45 - 85
RQD	35 - 75%
Resistencia a la compresión simple	60 - 130 MPa
Espaciamiento de discontinuidades	0.06 - 0.6 m
Apertura de discontinuidades	<0.1 - 5.0 mm
Condición de humedad	Seca a parcialmente húmeda

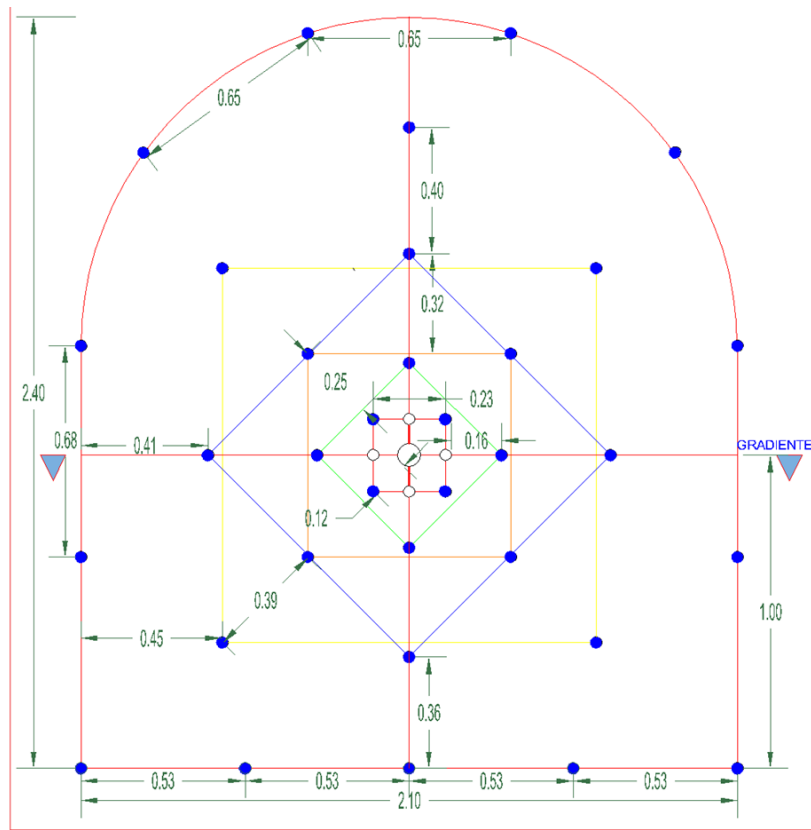
Nota: Departamento de remuneraciones - Unidad minera Yanaquihua S.A.C.

4.1.2. Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.

A continuación, presentamos el diseño de malla propuesto.

Figura 17

Diseño de la malla con la carga explosiva más adecuada.



Nota: El detalle de los planos se encuentran anexadas en este documento.

Tabla 36*Resumen de los cálculos del diseño de malla propuesta.*

Operación	N° taladros	Cartucho/ taladro	N° total cartuchos	Burden (m)	Espacio (m)
Arranque	3.00	11.00	33.00	0.110	0.226
Ayudas	4.00	10.00	40.00	0.240	0.200
Sobre ayudas	4.00	10.00	40.00	0.610	1.590
Tajeo	2.00	8.00	24.00	1.100	0.920
Corona	5.00	3.00	15.00	1.300	0.630
Hastiales	4.00	7.00	28.00	1.200	0.740
Arrastre	4.00	9.00	36.00	120	0.900
Total	26.00		216.00		

Nota: Realización propia.

Tabla 37*Rendimiento de perforación y voladura del diseño de malla propuesta.*

Datos del diseño	Unidad	Rendimiento
N° de taladros	Und	26.00
Longitud de taladro	M	2.38
Avance por disparo	M	1.85
Volumen fracturado	M ³	13.77
Peso explosivo	Kg	0.11
Total, explosivo	Kg	23.57
Factor de carga	Kg/ M ³	1.44
Diámetro máximo de alivio	Mm	55.00
Diámetro mínimo de alivio	Mn	38.00

Nota: Realización propia.

4.1.3. Análisis comparativo de CU asociados a la perforación y voladura.

Según la comparación de los índices de rendimiento calculados con la malla de perforación y voladura actual vs la malla propuesta.

Tabla 38

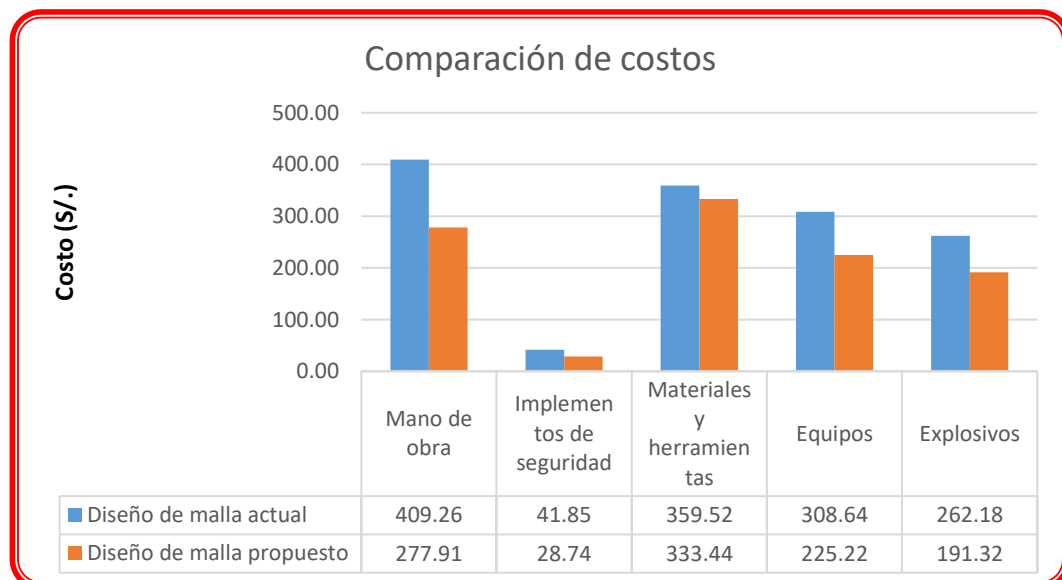
Comparación de índices de costos.

Descripción	Malla actual (S/.)	Malla propuesta (S/.)	Diferencia (S/.)	Reducción de costos
Mano de obra	409.26	277.91	131.35	32.09 %
Implementos de seguridad	41.85	28.74	13.11	31.33 %
Materiales y herramientas	359.52	333.44	26.08	7.25 %
Equipos	308.64	225.22	83.42	27.03 %
Explosivos	262.18	191.32	70.86	27.03 %
Costo directo (CD)	1,318.80	1,056.63	262.17	19.88 %
Gastos Generales y Admi.	207.18	158.49	48.69	23.50 %
Imprevistos / Contingencias	138.12	105.66	32.46	23.50 %
Utilidad	138.12	105.66	32.46	23.50 %
Costo directo (CD)	483.41	369.82	113.59	23.50 %
Costo total por metro	1,864.59	1,426.44	438.15	23.50 %

Nota: Realización propia.

Figura 18

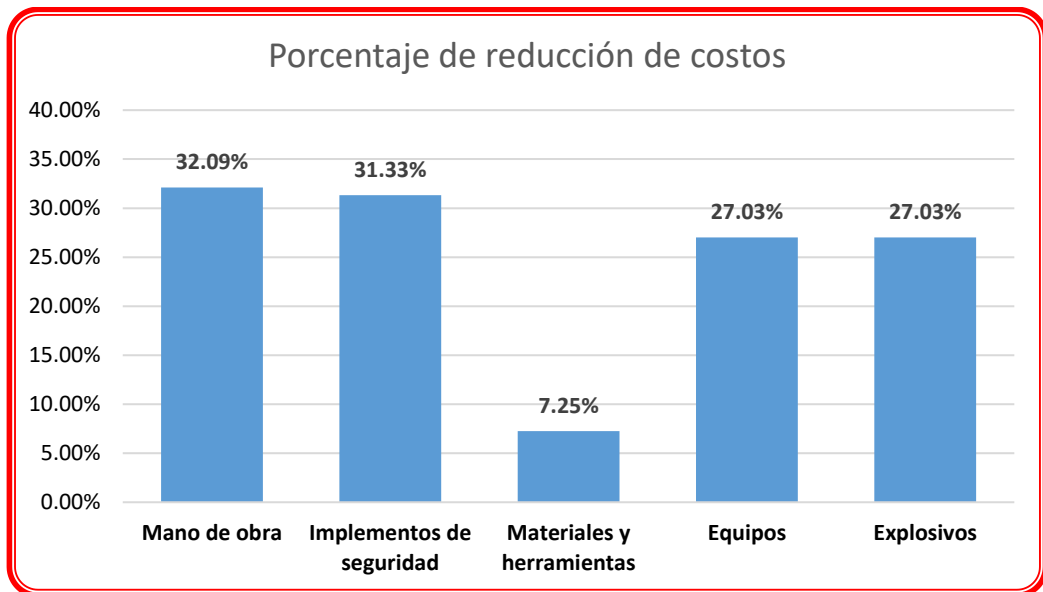
Comparación de índices de costos.



Nota: Realización propia.

Figura 19

Porcentaje de reducción de costos.



Nota: Realización propia.

El análisis comparativo entre el diseño de malla actual y el propuesto para la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. reveló una reducción significativa en los costos unitarios asociados a la perforación y voladura.

El costo total por metro de avance disminuyó de S/. 1,864.59 con la malla actual a S/. 1,426.44 con la malla propuesta, lo que representa una reducción del 23.50% en los costos unitarios totales.

Los costos directos experimentaron una reducción del 19.88%, pasando de S/. 1,318.80 a S/. 1,056.63 por metro. Esta disminución se observó en todos los componentes de los costos directos:

- La mano de obra mostró la mayor reducción porcentual, con un 32.09% (de S/. 409.26 a S/. 277.91).



- Los implementos de seguridad se redujeron en un 31.33% (de S/. 41.85 a S/. 28.74).
- Los costos de equipos y explosivos disminuyeron ambos en un 27.03%.
- Los materiales y herramientas presentaron la menor reducción, con un 7.25%.

Los costos indirectos, que incluyen gastos generales y administrativos, imprevistos/contingencias y utilidad, se redujeron uniformemente en un 23.50%, pasando de S/. 483.41 a S/. 369.82 por metro.

Estos resultados demuestran que el nuevo diseño de malla no solo es más eficiente en términos de costos directos de operación, sino que también permite una reducción proporcional en los costos indirectos asociados.

La implementación del diseño de malla propuesto podría resultar en un ahorro significativo de S/. 438.15 por metro de avance en la Galería 206E, lo que representa una mejora sustancial en la eficiencia económica de las operaciones de perforación y voladura en la unidad minera Yanaquihua S.A.C.

4.2. DISCUSIÓN DE RESULTADOS

Los resultados obtenidos en el presente estudio sobre la optimización del diseño de malla de perforación y voladura en la Galería 206E de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C. muestran una significativa reducción en los costos unitarios, alineándose con las tendencias observadas en investigaciones previas tanto a nivel internacional como nacional.



Nuestra investigación logró una reducción del 23.50% en el costo total por metro de avance, pasando de S/. 1,864.59 a S/. 1,426.44. Este resultado es comparable con el estudio de Ghiasi et al. (2020) en Irán, quienes reportaron una reducción del 15% en los costos de voladura. Similarmente, Olsson et al. (2015) en Suecia lograron una reducción de costos del 15% mediante la optimización de la malla y la selección adecuada de explosivos.

En el contexto nacional, nuestros resultados superan los obtenidos por Villanueva y Huamán (2018) en Cajamarca, quienes reportaron una reducción del 12% en los costos de perforación y voladura. Asimismo, nuestro estudio muestra una mejora más significativa en comparación con la investigación de García y Paredes (2019) en Arequipa, que logró una reducción del 10% en los costos de voladura.

Es particularmente relevante comparar nuestros resultados con el estudio de Anchapuri (2023), realizado también en la Mina Yanaquihua. Mientras que Anchapuri logró una reducción en el costo unitario de voladura de US\$ 69.36 a US\$ 41.72 por metro lineal, nuestro estudio alcanzó una reducción aún mayor, demostrando la efectividad de nuestro enfoque de optimización.

La reducción en el número de taladros y el aumento en el avance por disparo observados en nuestro estudio son consistentes con los hallazgos de Ramírez (2018) en Cajamarca, quien reportó una mejora del 18% en el avance por disparo.

En cuanto a la eficiencia operativa, nuestros resultados se alinean con los de Ortiz (2019) en Junín, quien observó un aumento del 10% en la productividad mediante la optimización del ciclo de minado subterráneo.

Es importante notar que nuestro estudio no solo se enfocó en la reducción de costos, sino también en la adaptación del diseño de malla a las condiciones geomecánicas



específicas del sitio, un enfoque respaldado por los hallazgos de Quispe y Mamani (2020) en Puno.

En conclusión, nuestros resultados no solo validan las tendencias observadas en estudios previos, sino que en varios aspectos superan las mejoras reportadas, demostrando la efectividad de nuestro enfoque integral para la optimización de mallas de perforación y voladura en el contexto específico de la Unidad Minera Yanaquihua S.A.C.



V. CONCLUSIONES

- El análisis geomecánica de la Galería 206E en la unidad minera Yanaquihua S.A.C. reveló un macizo rocoso de complejidad variable, con un RMR entre 45 y 85. La litología, compuesta por flujos lávicos andesíticos y niveles piroclásticos, presenta una resistencia a la compresión de 60 a 130 MPa. Las discontinuidades estructurales presentan diversidad en espaciamiento, persistencia y apertura. La condición de humedad generalmente seca a parcialmente húmeda y el grado de alteración variable, especialmente cerca de fallas, añaden complejidad al escenario. Estas características geomecánicas diversas enfatizan la necesidad de un diseño de malla de perforación y voladura adaptable, proporcionando una base para optimizar las operaciones y potencialmente reducir costos.
- El análisis comparativo de costos unitarios entre el diseño de malla actual y el propuesto para la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C. reveló una reducción significativa en los costos de perforación y voladura. El nuevo diseño logró disminuir el costo total por metro de avance en un 23.50%, pasando de S/. 1,864.59 a S/. 1,426.44. Los costos directos se redujeron en un 19.88%, con la mano de obra mostrando la mayor reducción (32.09%). Los costos de equipos, explosivos e implementos de seguridad también experimentaron reducciones sustanciales, mientras que los materiales y herramientas tuvieron una disminución más modesta. Los costos indirectos se redujeron uniformemente en un 23.50%. Esta optimización resulta en un ahorro de S/. 438.15 por metro de avance, demostrando que el diseño propuesto no solo es más eficiente en términos operativos, sino que también ofrece una mejora sustancial en la eficiencia económica de las operaciones. Estos resultados sugieren que la implementación



del nuevo diseño de malla podría conducir a ahorros significativos y una mayor rentabilidad en las operaciones de perforación y voladura de la unidad minera.



VI. RECOMENDACIONES

- Estudio longitudinal de los efectos de la optimización: Se recomienda realizar un seguimiento a largo plazo de los efectos de la nueva malla de perforación y voladura. Esto podría revelar cómo los beneficios en términos de costos y eficiencia se mantienen o evolucionan con el tiempo, especialmente considerando las variaciones geológicas a medida que avanza la explotación.
- Evaluación del impacto en la seguridad laboral: Analizar cómo los cambios en el diseño de malla afectan la seguridad de los trabajadores, considerando aspectos como la estabilidad de las excavaciones y la exposición a riesgos durante las operaciones.
- Optimización dinámica de la malla: Desarrollar metodologías para ajustar el diseño de malla en tiempo real basándose en datos geológicos y operativos continuos, similar al enfoque de monitoreo continuo mencionado por Singh y Narendrula (2006).
- Análisis del ciclo de vida completo: Expandir el estudio para incluir el impacto de la optimización de malla en procesos posteriores como el carguío, transporte y procesamiento del mineral.
- Estudio comparativo entre diferentes unidades mineras: Realizar investigaciones similares en otras unidades mineras de Yanaquihua S.A.C. o en minas cercanas con condiciones geológicas similares para validar la aplicabilidad del método optimizado.
- Integración de modelos geomecánicos avanzados: Profundizar en el uso de modelado geomecánico avanzado, como lo hicieron Olsson et al. (2015), para



predecir y optimizar el rendimiento de la voladura en diferentes condiciones geológicas.

- Evaluación económica integral: Realizar un análisis económico más amplio que incluya no solo los costos directos de perforación y voladura, sino también el impacto en los costos de mantenimiento de equipos, productividad global de la mina y vida útil del yacimiento.



VII. REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

- Anchapuri Chique, L. A. (2023). Evaluación y optimización de perforación y voladura para la reducción de costos unitarios en la ejecución de la Galería 819E-Mina Yanaquihua-Arequipa [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/20.500.12773/16251>
- Atlas Copco. (2012). Mining Methods in Underground Mining (2nd ed.). Atlas Copco Rock Drills AB.
- Barton, N., Lien, R., & Lunde, J. (1974). Engineering classification of rock masses for the design of tunnel support. *Rock Mechanics*, 6(4), 189-236.
- Benavides, R. (2018). La minería responsable y sus aportes al desarrollo del Perú. Compañía de Minas Buenaventura.
- Bernaola, J. P., López, L. M., & Martínez, E. V. (2013). *Título del libro/artículo*. Editorial/Revista.
- Bieniawski, Z. T. (1989). Engineering rock mass classifications: a complete manual for engineers and geologists in mining, civil, and petroleum engineering. John Wiley & Sons.
- Brady, B. H., & Brown, E. T. (2004). Rock mechanics for underground mining. Springer Science & Business Media.
- Cardu, M., & Seccatore, J. (2016). Quantifying the difficulty of tunnelling by drilling and blasting. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 60, 178-182.
- Chiappetta, R. F., & Mammele, M. E. (1984). Blast design using computer models. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences & Geomechanics Abstracts*, 21(3), 143-153.
- Córdova, D. (2020). Análisis de eficiencia en operaciones de perforación y voladura en minería subterránea: Caso de estudio Unidad Minera Yanaquihua. *Revista Peruana de Ingeniería de Minas*, 3(2), 45-58.
- Córdova, D., Rojas, J., & Meza, P. (2020). Caracterización geomecánica y diseño de sostenimiento en la unidad minera Yanaquihua. *Revista del Instituto de*



- Investigación de la Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, 23(45), 67-76.
- Creswell, J. W. (2014). *Research Design: Qualitative, Quantitative, and Mixed Methods Approaches*. SAGE Publications.
- Darling, P. (Ed.). (2011). *SME mining engineering handbook (3rd ed.)*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Dessureault, S. (2019). Data mining and business analytics applications in mining engineering. In *Data Science in Engineering and Management* (pp. 137-153). Springer, Singapore.
- Esen, S., Onederra, I., & Bilgin, H. A. (2003). Modelling the size of the crushed zone around a blasthole. *International Journal of Rock Mechanics and Mining Sciences*, 40(4), 485-495.
- García, M., & Paredes, J. (2019). Evaluación de la efectividad de diseños de mallas de perforación en una mina de cobre en Arequipa. *Revista de Ingeniería Minera del Perú*, 14(2), 55-68.
- Gertsch, R. E., & Bullock, R. L. (Eds.). (1998). *Techniques in underground mining: selections from Underground mining methods handbook*. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Ghiasi, M., Asadi, H., Yousefi, S., & Carranza, E. J. M. (2020). Improving blasting operations in an underground chromite mine using a developed blast design optimization model. *Engineering with Computers*, 36(4), 1425-1437.
- Hamrin, H. (2001). *Underground mining methods and applications. Underground Mining Methods: Engineering Fundamentals and International Case Studies*, 3-14.
- Hartman, H. L., & Mutmansky, J. M. (2002). *Introductory mining engineering*. John Wiley & Sons.
- Hernández, R., Fernández, C., & Baptista, P. (2014). *Metodología de la investigación*. McGraw-Hill Education.
- Herrera, J., & Gómez, P. (2018). *Diseño de excavaciones subterráneas*. Instituto Geológico y Minero de España.



- Hoek, E., Kaiser, P. K., & Bawden, W. F. (2000). Support of underground excavations in hard rock. CRC Press.
- Hustrulid, W. A., & Bullock, R. L. (Eds.). (2001). Underground mining methods: Engineering fundamentals and international case studies. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Instituto Geológico, Minero y Metalúrgico del Perú [INGEMMET]. (2019). Mapa geológico del cuadrángulo de Chuquibamba (32-q). Escala 1:100,000. INGEMMET.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. A. (1995). *Drilling and Blasting of Rocks*. CRC Press.
- Jimeno, C. L., Jimeno, E. L., & Carcedo, F. J. A. (2003). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Tecnológico Geominero de España.
- Kaiser, P. K., Diederichs, M. S., Martin, C. D., Sharp, J., & Steiner, W. (2001). Underground works in hard rock tunnelling and mining. In ISRM International Symposium. International Society for Rock Mechanics and Rock Engineering.
- Kanchibotla, S. S., Valery, W., & Morrell, S. (1999). Modelling fines in blast fragmentation and its impact on crushing and grinding. In *Explo '99—A conference on rock breaking* (pp. 137-144). The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Kapageridis, I. K. (2021). Applied machine learning for mining engineering: A review. *Mineral Resources Management*, 37(1), 33-72.
- Khanlari, G. (2015). *Rock Engineering Design*. CRC Press.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (1991). *Rock Blasting and Overbreak Control*. U.S. Department of Transportation, Federal Highway Administration.
- Konya, C. J., & Walter, E. J. (2006). *Rock blasting and overbreak control*. National Highway Institute (US).
- López Jimeno, C., López Jimeno, E., & García Bermúdez, P. (2017). Manual de perforación y voladura de rocas. Instituto Geológico y Minero de España.



- Mamani, L. (2016). Optimización de las operaciones de perforación y voladura en vetas angostas para reducir la dilución y los costos en la mina San Rafael, Puno [Tesis de maestría no publicada]. Universidad Nacional del Altiplano.
- Mamani, R., & Pérez, L. (2021). Optimización de la malla de perforación y voladura en una mina de oro en Puno. *Revista Regional de Minería y Geología*, 8(1), 112-125.
- McKenzie, C. (2013). Sustainable practices in hard rock mining. Society for Mining, Metallurgy, and Exploration.
- Ministerio de Energía y Minas [MINEM]. (2021). Anuario minero 2020. Ministerio de Energía y Minas del Perú.
- Mohanty, B. (2019). Rock fragmentation by blasting. CRC Press.
- Olsson, M., Johansson, D., & Svensson, H. (2015). Optimization of blasting design at a copper mine in Sweden. *Journal of Mining Science*, 51(2), 215-224.
- Ortiz, J. (2019). Optimización del ciclo de minado subterráneo aplicando mejoras en perforación y voladura en la unidad minera Chungar [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional del Centro del Perú.
- Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (1994). *Rock Blasting and Explosives Engineering*. CRC Press.
- Persson, P. A., Holmberg, R., & Lee, J. (2018). Rock blasting and explosives engineering. CRC press.
- Quispe Centeno, N. (2019). Diseño de mallas de perforación y voladura y su incidencia en los costos unitarios en la unidad minera Chalhuané [Tesis de pregrado, Universidad Nacional de San Agustín de Arequipa]. Repositorio Institucional UNSA. <http://repositorio.unsa.edu.pe/handle/UNSA/9236>
- Quispe, A. (2017). Reducción de la dilución optimizando los estándares de perforación, voladura y acarreo en el método de explotación Bench and Fill en la mina Casapalca [Tesis de maestría]. Universidad Nacional del Altiplano.
- Quispe, A., & Mamani, L. (2020). Evaluación de la optimización de malla de perforación y voladura en una mina de estaño en Puno. *Revista Peruana de Minería*, 25(1), 98-107.



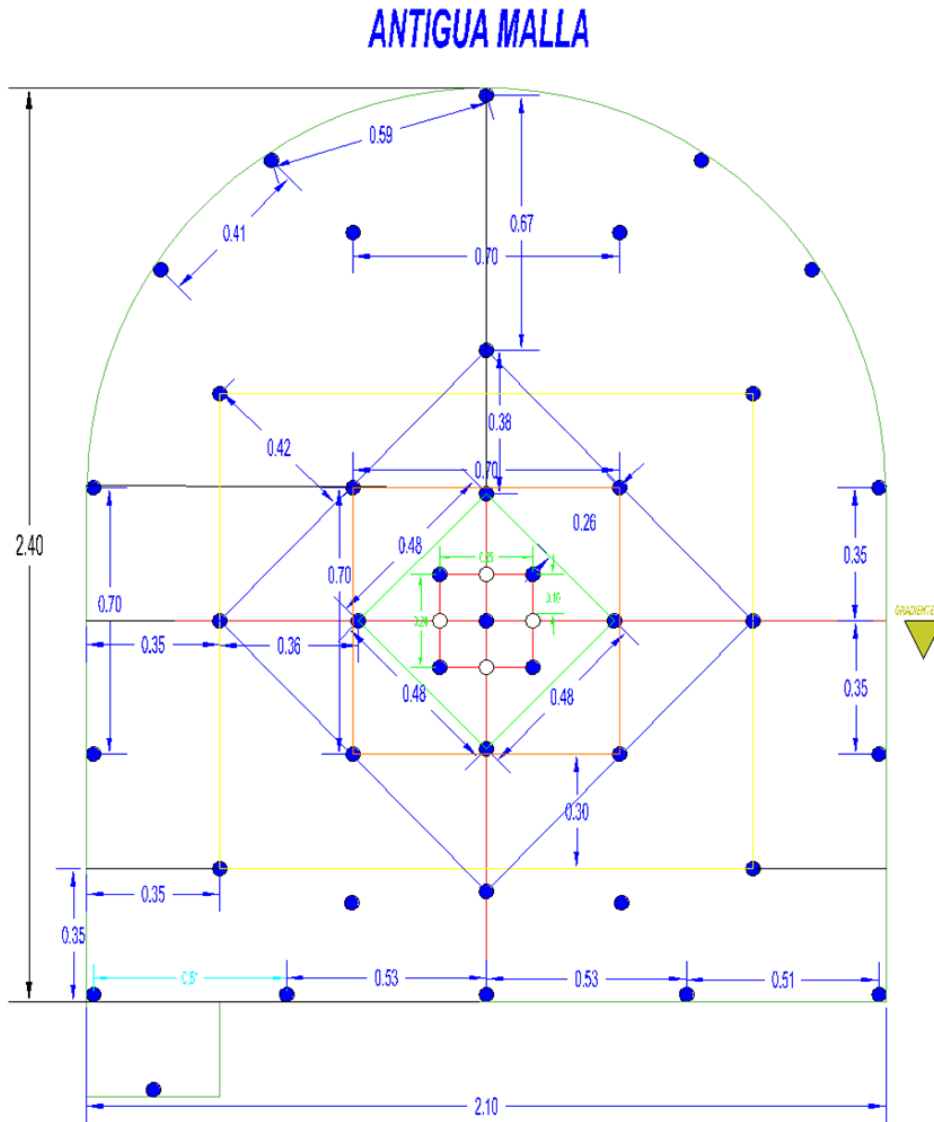
- Ramírez, J. (2018). Mejoramiento del diseño de malla de perforación y voladura en el túnel de sección 4.0 m x 4.0 m, nivel 4000 mina Chaupiloma Sur, Minera Yanacocha [Tesis de pregrado]. Universidad Nacional de Cajamarca.
- Ranängen, H., & Lindman, Å. (2017). A path towards sustainability for the Nordic mining industry. *Journal of Cleaner Production*, 151, 43-52.
- Revuelta, M. B., Jimeno, C. L., & Zamora, A. P. (2018). Manual de evaluación y diseño de explotaciones mineras. Universidad Politécnica de Madrid.
- Rupprecht, S. M. (2012). Mine development – access to deposit. In M. Kizil, P. Knights, & K. Karekal (Eds.), 11th Underground Operators' Conference 2011 (pp. 3-12). The Australasian Institute of Mining and Metallurgy.
- Sampieri, R. H., Collado, C. F., & Lucio, P. B. (2018). Metodología de la investigación. McGraw-Hill Education.
- Sharma, P. D. (2016). *Blasting in Mining-New Trends*. CRC Press.
- Singh, P. K., & Narendrula, R. (2017). Improved blast design for underground coal mines using computer simulations. *International Journal of Mining Science and Technology*, 27(1), 137-144.
- Singh, S. P., & Xavier, P. (2005). Causes, impact and control of overbreak in underground excavations. *Tunnelling and Underground Space Technology*, 20(1), 63-71.
- Singh, T. N. (2016). *Rock Drilling and Blasting*. CRC Press.
- Stacey, T. R., & Gumede, H. (2007). Evaluation of risk of rock fall accidents in gold mine stopes based on measured joint data. *Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy*, 107(5), 345-350.
- Tatiya, R. R. (2013). *Surface and underground excavations: methods, techniques and equipment*. CRC Press.
- Villanueva, J., & Huamán, R. (2018). Optimización de la malla de perforación y voladura en una mina de oro en Cajamarca, Perú. *Revista de Ingeniería de Minas*, 12(3), 45-53.
- Yanaquihua S.A.C. (2022). Informe técnico anual de operaciones mineras. Documento interno no publicado.

ANEXOS

ANEXO 1: Matriz de consistencia

DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN LA GALERÍA 206E - UNIDAD MINERA YANAQUIHUA S.A.C.					
PROBLEMA GENERAL	OBJETIVO GENERAL	HIPÓTESIS GENERAL	VARIABLE INDEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES
¿Cuál es el diseño de malla de perforación y voladura más adecuado para reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la unidad minera Yanaquihua S.A.C.?	Determinar el diseño de malla de perforación y voladura más adecuado para la reducción de costos unitarios en la Galería 206E – unidad minera Yanaquihua S.A.C.	El diseño adecuado de una malla de perforación y voladura, basada en un análisis de las condiciones geomecánicas y la selección adecuada de explosivos, permitió reducir los costos unitarios en la Galería 206E de la UM Yanaquihua S.A.C.	Diseño de Malla de Perforación y Voladura	<ol style="list-style-type: none"> Burden Espaciamiento Profundidad de taladros Diámetro de taladros Factor de carga 	<ol style="list-style-type: none"> Metros perforados por taladro Kilogramos de explosivo por taladro Toneladas de roca fragmentada por taladro
PROBLEMA ESPECÍFICOS	OBJETIVO ESPECÍFICOS	HIPÓTESIS ESPECÍFICAS	VARIABLE DEPENDIENTE	DIMENSIONES	INDICADORES
¿Cuáles son las condiciones geomecánicas de la Galería 206E de la UM Yanaquihua S.A.C. y qué parámetros técnicos y operativos son necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura?	Analizar las condiciones geomecánicas de la Galería 206E – UM Yanaquihua S.A.C. para determinar los parámetros técnicos y operativos necesarios para el diseño de la malla de perforación y voladura.	La identificación de las condiciones geomecánicas de la Galería 206E permitirá determinar los parámetros técnicos y operativos óptimos necesarios para el diseño eficiente de la malla de perforación y voladura.	Costos Unitarios	<ol style="list-style-type: none"> Costos de perforación Costos de voladura 	<ol style="list-style-type: none"> Costo por metro perforado Costo por kilogramo de explosivo utilizado Costo por tonelada de mineral extraído
¿Cuál es la carga explosiva más adecuada para reducir los costos de voladura en la perforación de la Galería 206E de la UM Yanaquihua S.A.C.?	Determinar la carga explosiva más adecuada para reducir los costos de voladura en la perforación de la Galería 206E – unidad UM S.A.C.	La carga explosiva más adecuada en la voladura y perforación de la Galería 206E de la UM Yanaquihua S.A.C. ayudará a reducir los costos unitarios.			
¿Cuáles son los costos unitarios asociados a la perforación y voladura en la Galería 206E de la UM Yanaquihua S.A.C. con el diseño de malla actual y el diseño de malla propuesto?	Realizar el análisis comparativo de costos unitarios asociados a la perforación y voladura en la Galería 206E – UM Yanaquihua S.A.C. con el diseño de malla actual y el diseño de malla propuesto.	El análisis comparativo demostró que el diseño de malla de perforación y voladura propuesto reducirá los costos unitarios en comparación con el diseño de malla actual, proporcionando beneficios económicos.			
			TÉCNICAS PARA LA RECOLECCIÓN DE DATOS	METODOLOGÍA DE LA INVESTIGACIÓN	
			<ol style="list-style-type: none"> Visita de campo. Identificar de las características geomecánicas de la Galería 206E Diseñar la malla de perforación y voladura. Determinar el costo unitario del diseño de la malla propuesta. Comparar el costo del diseño de la malla propuesto vs el costo del diseño de la actual. 	<ol style="list-style-type: none"> Método: Medición y observación. Tipo: Aplicada. Enfoque: Mixto (cualitativo – cuantitativo). Nivel: Explicativo. Diseño: Experimental. Formato de redacción: APA 7ª edición. 	

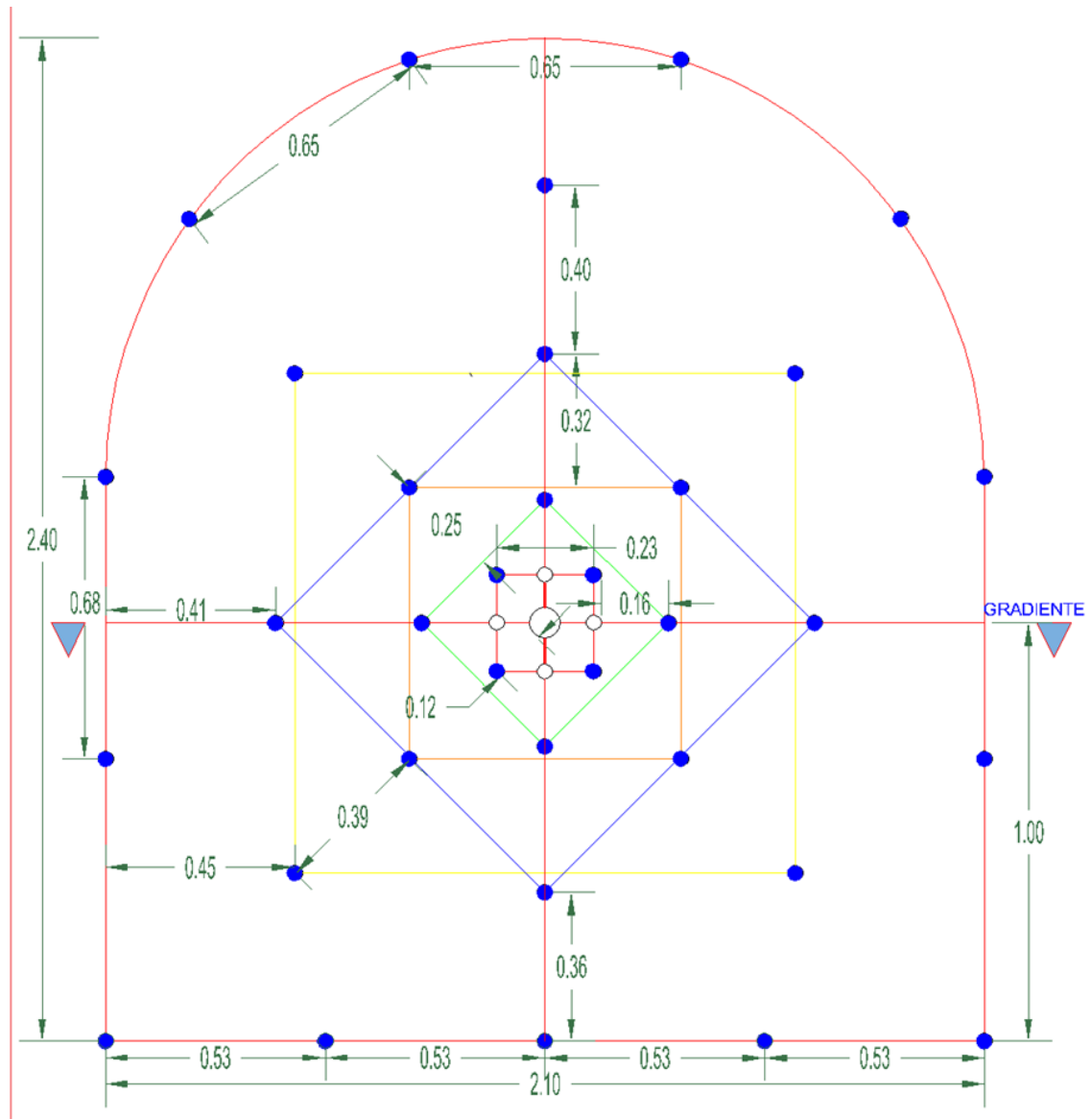
ANEXO 2: Plano del diseño de la malla actual



DIBUJADO POR:	HUGO H. YAMANI CHQUI	ADGEMINGO SAC.					
MAESTRO PERF.:	SULLCA ALI EUSEBIO	CX 206 N SECCION 7" x 8"					
APROB:	ING. EJDES F. ORES OJEDA	ESCALA	1:15	FECHA	05/04/20	LAMINA	N° 02
META:	HUASCAR						
ZONA:	HUASCAR						



ANEXO 3: Plano del diseño de malla propuesto



DIBUADO POR:	HUGO H. MAHANI CHIQUI	ADGEMINCO S.A.C.					
REVISADO POR:	ING. SAMUEL HUASAJA CONDOR						
APROBADO POR:	ING. EUDES LORES OJEDA	LABORES DE SECCION CX 7' x 8'					
1/8" POR:	Sra. Virginia Sarmiento	ROCA: DURA					
ZONA:	HLASCAR	LIMPIEZA CON PALA					
		ESCALA	INDICADA	FECHA	20/05/22	LAMINA	N° 11



ANEXO 4: Autorización para el depósito de tesis



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

AUTORIZACIÓN PARA EL DEPÓSITO DE TESIS O TRABAJO DE INVESTIGACIÓN EN EL REPOSITORIO INSTITUCIONAL

Por el presente documento, Yo HUGO HERNAN MAMANI CHIQUI
identificado con DNI 73643479 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERÍA DE MINAS
informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

" DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA
REDUCCIÓN DE COSTOS UNITARIOS EN LA GALERÍA ZOGE -
UNIDAD MINERA YANAQUIHUA S.A.C. "

para la obtención de Grado, Título Profesional o Segunda Especialidad.

Por medio del presente documento, afirmo y garantizo ser el legítimo, único y exclusivo titular de todos los derechos de propiedad intelectual sobre los documentos arriba mencionados, las obras, los contenidos, los productos y/o las creaciones en general (en adelante, los "Contenidos") que serán incluidos en el repositorio institucional de la Universidad Nacional del Altiplano de Puno.

También, doy seguridad de que los contenidos entregados se encuentran libres de toda contraseña, restricción o medida tecnológica de protección, con la finalidad de permitir que se puedan leer, descargar, reproducir, distribuir, imprimir, buscar y enlazar los textos completos, sin limitación alguna.

Autorizo a la Universidad Nacional del Altiplano de Puno a publicar los Contenidos en el Repositorio Institucional y, en consecuencia, en el Repositorio Nacional Digital de Ciencia, Tecnología e Innovación de Acceso Abierto, sobre la base de lo establecido en la Ley N° 30035, sus normas reglamentarias, modificatorias, sustitutorias y conexas, y de acuerdo con las políticas de acceso abierto que la Universidad aplique en relación con sus Repositorios Institucionales. Autorizo expresamente toda consulta y uso de los Contenidos, por parte de cualquier persona, por el tiempo de duración de los derechos patrimoniales de autor y derechos conexos, a título gratuito y a nivel mundial.

En consecuencia, la Universidad tendrá la posibilidad de divulgar y difundir los Contenidos, de manera total o parcial, sin limitación alguna y sin derecho a pago de contraprestación, remuneración ni regalía alguna a favor mío; en los medios, canales y plataformas que la Universidad y/o el Estado de la República del Perú determinen, a nivel mundial, sin restricción geográfica alguna y de manera indefinida, pudiendo crear y/o extraer los metadatos sobre los Contenidos, e incluir los Contenidos en los índices y buscadores que estimen necesarios para promover su difusión.

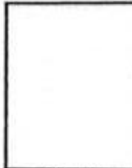
Autorizo que los Contenidos sean puestos a disposición del público a través de la siguiente licencia:

Creative Commons Reconocimiento-NoComercial-CompartirIgual 4.0 Internacional. Para ver una copia de esta licencia, visita: <https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

En señal de conformidad, suscribo el presente documento.

Puno 13 de AGOSTO del 2024


FIRMA (obligatoria)


Huella



ANEXO 5: Declaración jurada de autenticidad de tesis



Universidad Nacional
del Altiplano Puno



Vicerrectorado
de Investigación



Repositorio
Institucional

DECLARACIÓN JURADA DE AUTENTICIDAD DE TESIS

Por el presente documento, Yo HUGO HERNAN MAMANI CHEQUE
identificado con DNI 73 643479 en mi condición de egresado de:

Escuela Profesional, Programa de Segunda Especialidad, Programa de Maestría o Doctorado

INGENIERÍA DE MINAS

informo que he elaborado el/la Tesis o Trabajo de Investigación denominada:

" DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN Y VOLADURA PARA LA
REDUCCION DE GOSTOS UNITARIOS EN LA GALERÍA 206E -
UNIDAD MINERA YANAQUIHUA S.A.C. "

Es un tema original.


Declaro que el presente trabajo de tesis es elaborado por mi persona y **no existe plagio/copia** de ninguna naturaleza, en especial de otro documento de investigación (tesis, revista, texto, congreso, o similar) presentado por persona natural o jurídica alguna ante instituciones académicas, profesionales, de investigación o similares, en el país o en el extranjero.

Dejo constancia que las citas de otros autores han sido debidamente identificadas en el trabajo de investigación, por lo que no asumiré como tuyas las opiniones vertidas por terceros, ya sea de fuentes encontradas en medios escritos, digitales o Internet.

Asimismo, ratifico que soy plenamente consciente de todo el contenido de la tesis y asumo la responsabilidad de cualquier error u omisión en el documento, así como de las connotaciones éticas y legales involucradas.

En caso de incumplimiento de esta declaración, me someto a las disposiciones legales vigentes y a las sanciones correspondientes de igual forma me someto a las sanciones establecidas en las Directivas y otras normas internas, así como las que me alcancen del Código Civil y Normas Legales conexas por el incumplimiento del presente compromiso

Puno 13 de AGOSTO del 20 24


FIRMA (obligatoria)



Huella