

UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS DE APURÍMAC
FACULTAD DE INGENIERÍA

ESCUELA ACADÉMICO PROFESIONAL DE INGENIERÍA DE MINAS



TESIS

Optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022

Presentado por:

Frank Christian Chipana Guevara

Para optar el título de Ingeniero de Minas

Abancay, Perú

2022



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



TESIS

“Optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022”

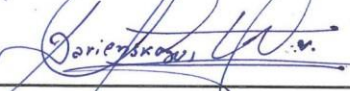
Presentado por **Frank Christian Chipana Guevara**, para optar el Título de:
Ingeniero de Minas

Sustentado y aprobado el 20 de Mayo del 2024, ante el jurado:

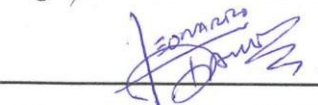
Presidente:


Mgt. Crisólogo Conza Ancaypuro

Primer Miembro:


Mgt. Dariensko Ronald Bustos Villena

Segundo Miembro:


Lic. Juan Leonardo Dávila Huaccoto

Asesor:


Ing. José Adolfo Cárdenas Catalán



CONSTANCIA DE ORIGINALIDAD N° 041-2024

La Universidad Nacional Micaela Bastidas de Apurímac, a través de la Unidad de Investigación de la Facultad de Ingeniería declara que, la Tesis intitulada **“Optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022”**, presentado por el **Bach. Frank Christian CHIPANA GUEVARA**, para optar el Título de **Ingeniero de Minas**; ha sido sometido a un mecanismo de evaluación y verificación de similitud, a través del Software Turnitin, siendo el índice de similitud **ACEPTABLE de (14%)** por lo que, cumple con los criterios de originalidad establecidos por la Universidad.

Abancay, 08 de abril del 2024


UNIVERSIDAD NACIONAL MICAELA BASTIDAS
DE APURIMAC
Dr. Lintol Contreras Salas
DIRECTOR(E) DE LA UNIDAD DE INVESTIGACION
FACULTAD DE INGENIERIA

C. c.
Archivo
REG. N° 191

Agradecimiento

"Quiero expresar mi sincero agradecimiento a todas las personas que me han apoyado durante la realización de este trabajo. En primer lugar, a mi asesor de tesis por su valiosa orientación y asesoría, así como por su paciencia y dedicación en la revisión de cada uno de los capítulos.

No puedo dejar de mencionar a mi familia, quienes siempre han estado a mi lado brindándome su amor y aliento en todo momento. A ellos les debo la fuerza y la determinación para perseguir mis metas y alcanzar este logro.

Finalmente, quiero agradecer a todas las personas que participaron en esta investigación, por su tiempo, disposición y colaboración. Espero que los resultados de este estudio sean útiles para la comunidad académica y científica.

A todos ellos, ¡muchas gracias!"



Dedicatoria

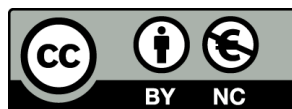
Dedico este trabajo a mis padres y mis docentes, por el apoyo y la motivación que me brindaron para ser cada día una mejor persona y por ser los responsables directos de este logro.



Optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo
6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad,
2022

Línea de investigación: minería y procesamiento de minerales

Esta publicación está bajo una Licencia Creative Commons



ÍNDICE

	Pag,
INTRODUCCIÓN	1
RESUMEN	2
ABSTRACT	3
CAPÍTULO I	4
PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA	4
1.1. Descripción del problema	4
1.2. Enunciado del problema.....	5
1.2.1. Problema general.....	5
1.2.2. Problemas específicos	5
1.3. Justificación de la investigación.....	5
1.3.1. Justificación	5
CAPITULO II	8
OBJETIVOS E HIPÓTESIS	8
2.1. Objetivos de la investigación	8
2.1.1. Objetivo general	8
2.1.2. Objetivos específicos	8
2.2. Hipótesis.....	8
2.2.1. Hipótesis general	8
2.2.2. Hipótesis específica.....	9
2.3. Operacionalización de variables	9
3. CAPÍTULO III	10
MARCO TEÓRICO REFERENCIAL	10
3.1. Antecedentes	10
3.2. Bases Teóricas.....	12
3.2.1. Mecánica de Rocas.....	12
3.2.2. Macizo rocoso de acuerdo con el tipo de fractura.....	12

V



3.2.3. Recurso Mineral.....	15
3.2.4. Explotación por cámaras y pilares	15
3.2.5. Diseño de malla de perforación	16
3.2.6. Voladura Subterránea.....	18
3.2.7. Explotación por cámaras y pilares	18
3.2.8. Cámaras y pilares	19
3.2.9. Resistencia de un pilar	19
3.2.10. Método de recuperación de pilares	20
3.3. Definición de términos.....	27
CAPÍTULO IV.....	31
DISEÑO METODOLOGÍA	31
4.1. Tipo y diseño.....	31
4.1.1. Tipo de la investigación	31
4.1.2. Diseño de investigación	31
4.2. Población y muestra	31
4.2.1. Población.....	31
4.2.2. Muestra.....	31
4.3. Procedimiento de la investigación	31
4.4. Material de investigación	32
4.4.1. Instrumentos de Investigación	32
4.5. Plan de tratamiento de datos	32
5. CAPÍTULO V.....	33
RESULTADOS Y DISCUSIONES	33
5.1. Análisis geomecánico de los pilares	33
5.1.1. Análisis RMR de las muestras	33
5.1.2. Análisis GSI de las muestras.....	34
5.1.3. Aspecto estructural de la zona de sostenimiento.....	37
5.1.4. Resultados de análisis geomecánico de la zona	38
5.2. Diseño de malla de perforación en el tajo 6520, nivel 3000.....	38
5.2.1. Diseño de malla de perforación antes de la optimización.....	38
5.2.2. Modelo matemático para el diseño de la malla de perforación.....	40



5.2.3. Diseño de taladro	42
5.2.4. Distribución de taladros en el pilar	42
5.3. Disminución de dilución con el diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000	43
5.3.1. Dilución previa al diseño de la malla de perforación.....	43
5.3.2. Cálculo de dilución en base al nuevo diseño de malla.....	44
5.4. Optimización del costo operativo, con el diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000.....	45
5.4.1. Dimensionamiento de pilares artificiales	45
5.4.2. Dimensionamiento de explosivos	47
5.4.3. Dimensionamiento de perforación	50
5.4.4. Dimensionamiento de personal	52
5.4.5. Costo total	53
5.5. Optimizar el tiempo ciclo del minado de un pilar	55
5.5.1. Perforación del frente.....	55
5.5.2. Tiempo de perforación antes de la optimización	55
5.5.3. Tiempo total de perforación por taladro optimizado.....	56
5.6. Discusión de resultados.....	57
CAPÍTULO VI.....	58
CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES	58
6.1. Conclusiones	58
6.2. Recomendaciones.....	58
REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....	60
ANEXOS.....	63



ÍNDICE DE TABLAS

Tabla 1 — Operacionalización de variables.....	9
Tabla 2 — Clasificación geomecánica de Barton.....	13
Tabla 3 — Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004).....	26
Tabla 4 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota.....	33
Tabla 5 — Clasificación geomecánica RMR de muestras	34
Tabla 6 — Clasificación GSI de muestras.....	34
Tabla 7 — Diseño de tabla GSI de la unidad minera	35
Tabla 8 — Tipos de sostenimiento de acuerdo al RMR.....	36
Tabla 9 — Tipos de sostenimiento de acuerdo al RMR.....	37
Tabla 10 — Dominio geomecánica	37
Tabla 11 — Distancia entre taladros	39
Tabla 12 — Coeficiente o factor de roca.....	39
Tabla 13 — Elementos aproximados a instalarse en la zona objetivo	45
Tabla 14 — Requerimiento de pilares artificiales	47
Tabla 15 — Número de cartuchos a usar por disparo es de 108 cartuchos.....	47
Tabla 16 — Presentación de explosivos y accesorios de voladura.....	47
Tabla 17 — Requerimiento de taladros cargados.....	48
Tabla 18 — Total de requerimiento	49
Tabla 19 — Cantidad de explosivos y accesorios a solicitar.....	49
Tabla 20 — Cantidad de explosivos y accesorios a solicitar.....	50
Tabla 21 — Expectativa de vida de equipos y herramientas de perforación.....	51
Tabla 22 — Costo de equipos y materiales para perforación	51
Tabla 23 — Costo por pie avanzado.....	52
Tabla 24 — Costo parcial de perforación	52
Tabla 25 — Descripción de costos	53
Tabla 26 — Costo unitario de sostenimiento.....	53
Tabla 27 — Costo Perforación.....	53
Tabla 28 — Costo Voladura	54
Tabla 29 — Costo unitario de mano de obra	54
Tabla 30 — Costo total	54

Tabla 31 — Presupuesto de datos de perforadora.....	55
Tabla 32 — Matriz de consistencia.....	64



ÍNDICE DE FIGURAS

Figura 1 — Ubicación de la Unidad Santa María-CMPA.....	7
Figura 2 — Esfuerzos actuantes sobre el pilar	14
Figura 3 — Representación de Cámaras y pilares.....	19
Figura 4 — Resistencia de un pilar	19
Figura 5 — Figura 5 — Figura Pilares cuadrados.....	22
Figura 6 — Pilares rectangulares.....	23
Figura 7 — Figura Pilares irregulares	24
Figura 8 — Diseño de taladro.....	42
Figura 9 — Diseño de Malla	43
Figura 10 — Dilución previa al diseño de la malla de perforación.....	43
Figura 11 — Dilución en base al nuevo diseño de malla	44
Figura 12 — Costos antes de optimizar vs Costos optimizados.....	55
Figura 13 — Unidad Santa María.....	65
Figura 14 — Carguío de frente de disparo	65
Figura 15 — Frente de operaciones.....	66
Figura 16 — Equipo de trabajo	66
Figura 17 — Tajo 6520 – Nivel 3000.....	67



INTRODUCCIÓN

La extracción de minerales es una actividad económica de gran importancia en muchos países y la optimización de los procesos de recuperación de minerales es esencial para maximizar la rentabilidad de las operaciones mineras. En este contexto, la Compañía Minera Poderosa ha identificado la necesidad de mejorar la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de su unidad minera Santa María, ubicada en el departamento de La Libertad, Perú.

El presente trabajo de tesis tiene como objetivo diseñar una malla de perforación que permita optimizar la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la unidad minera Santa María. Para ello, se llevará a cabo un estudio detallado del control de dilución, de los costos operativos y los tiempos operativos de la realización de una malla de perforación de la zona, con el fin de identificar las variables que influyen en la recuperación de los pilares. A partir de esta información, se propondrán diferentes diseños de malla de perforación y se evaluará su desempeño mediante simulaciones numéricas y pruebas de campo.

Los resultados de este trabajo permitieron a la Compañía Minera Poderosa mejorar la eficiencia y la rentabilidad de su operación en la unidad minera Santa María, al tiempo que se contribuyó al avance del conocimiento en el campo de la optimización de la recuperación de minerales en operaciones mineras subterráneas.

Para tal caso se planteó el tema de tesis titulado “Optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022” donde el objetivo general fue diseñar una malla de perforación que optimizará la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa.



RESUMEN

La tesis se centra en la optimización de la recuperación de pilares en la Unidad Minera Santa María mediante el diseño de una malla de perforación que se buscó mejorar la dilución, el costo operativo y el tiempo ciclo del minado, considerando las condiciones geomecánicas del yacimiento y las características del método de explotación. El Objetivo general es: Diseñar una malla de perforación para optimizar la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000. Y como objetivos específicos tenemos: Disminuir la dilución. Optimizar el costo operativo. Optimizar el tiempo ciclo del minado de un pilar. En la metodología empleada se desarrolló una investigación experimental en el tajo 6520, nivel 3000. Se diseñó una nueva malla de perforación y se comparó con la malla tradicional en términos de dilución, costo operativo y tiempo ciclo del minado; Así los resultados que se obtuvieron son: Disminución de la dilución: Se logró una reducción de la dilución del 15% al 12%. Optimización del costo operativo: Se redujo el costo operativo de recuperación de pilares de \$28,754.25 a \$20,027.72, con una optimización de \$8,726.52. Optimización del tiempo ciclo: Se optimizó el tiempo ciclo del minado de un pilar, reduciendo el tiempo total de perforación por día de 153.90 minutos a 123.20 minutos. En Conclusiones se obtuvieron: El diseño de una malla de perforación específica para la recuperación de pilares permitió obtener resultados significativamente mejores en términos de dilución, costo operativo y tiempo ciclo del minado.

Palabras clave: *Costos, Malla, Perforación, Pilares, Tajo.*



ABSTRACT

The thesis focuses on optimizing pillar recovery at the Santa María Mining Unit by designing a drilling pattern aimed at improving dilution, operational costs, and mining cycle time, considering the geomechanical conditions of the deposit and the characteristics of the exploitation method. The general objective is to design a drilling pattern to optimize pillar recovery in pit 6520, level 3000. Specific objectives include reducing dilution, optimizing operational costs, and improving the mining cycle time for a pillar. The methodology involved experimental research in pit 6520, level 3000. A new drilling pattern was designed and compared with the traditional pattern in terms of dilution, operational costs, and mining cycle time. The results obtained include a reduction in dilution from 15% to 12%, a decrease in operational costs for pillar recovery from \$28,754.25 to \$20,027.72, with an optimization of \$8,726.52, and an optimization of the mining cycle time for a pillar, reducing the total drilling time per day from 153.90 minutes to 123.20 minutes. In conclusion, the design of a specific drilling pattern for pillar recovery led to significantly improved results in terms of dilution, operational costs, and mining cycle time.

Keywords: *Costs, Pattern, Drilling, Pillars, Pit.*



CAPÍTULO I

PLANTEAMIENTO DEL PROBLEMA

1.1. Descripción del problema

La minería subterránea enfrenta desafíos significativos en la extracción eficiente de recursos minerales, particularmente en la recuperación de pilares en tajos mineros. En este contexto, el Tajo 6520 del Nivel 3000 en la Unidad Minera Santa María, operada por la Compañía Minera Poderosa en La Libertad, representa un área crítica donde la optimización del diseño de la malla de perforación es fundamental para mejorar la eficiencia y la seguridad en las operaciones mineras.

El objetivo principal de esta investigación es abordar y optimizar el diseño de la malla de perforación en la recuperación de pilares en el Tajo 6520. Este diseño debe considerar una serie de variables críticas, como la geometría del yacimiento, las características geológicas y geotécnicas, las prácticas de perforación existentes y las tecnologías disponibles para maximizar la recuperación de recursos minerales mientras se garantiza la estabilidad estructural y la seguridad de la mina.

La optimización del diseño de la malla de perforación implica una evaluación detallada de diferentes estrategias de perforación, incluyendo la distribución de los taladros, la orientación de las perforaciones, la carga explosiva, entre otros factores clave. Se utilizarán métodos de modelado computacional, análisis de datos geológicos y geotécnicos, así como también herramientas de simulación para evaluar y comparar diferentes configuraciones de diseño.

Los resultados de esta investigación proporcionarán a la Compañía Minera Poderosa una guía técnica fundamentada para mejorar la eficiencia en la recuperación de pilares en el Tajo 6520, lo que podría resultar en un aumento significativo en la producción de minerales con una operación más segura y rentable.

Es por estas razones que se plantea el presente proyecto de tesis con la finalidad de recuperar los pilares, dando a cumplir los objetivos esperados.



1.2. Enunciado del problema

1.2.1. Problema general

¿Cómo la optimización del diseño de malla de perforación recuperara los pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022?

1.2.2. Problemas específicos

- ¿En qué medida se reducirá la dilución con el diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?
- ¿En qué medida se reducirán los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?
- ¿Cómo se optimizará el tiempo ciclo de recuperación del pilar, con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?

1.3. Justificación de la investigación

1.3.1. Justificación

La optimización de los procesos mineros es una tarea esencial para mejorar la rentabilidad de las operaciones mineras. En este contexto, la recuperación de pilares en operaciones mineras subterráneas juega un papel crítico, ya que de ello depende en gran medida la cantidad de mineral extraído y, por tanto, la rentabilidad de la operación.

En la unidad minera Santa María, de la Compañía Minera Poderosa, se ha identificado que la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, no ha sido óptima en el pasado, lo que ha resultado en una pérdida de producción y, por tanto, de rentabilidad. Para abordar esta problemática, se requiere el diseño de una malla de perforación que permita optimizar la recuperación de los pilares en la zona.



El diseño de una malla de perforación adecuada para la recuperación de pilares en la unidad minera Santa María presenta un reto técnico significativo debido a la complejidad de la geología y las condiciones geotécnicas de la zona. Por lo tanto, la justificación de esta investigación radica en la necesidad de desarrollar un diseño de malla de perforación que tenga en cuenta las características geológicas y geotécnicas específicas de la zona y que permita maximizar la recuperación de pilares, contribuyendo así a la mejora de la eficiencia y la rentabilidad de la operación minera.

Además, la investigación propuesta permitirá avanzar en el conocimiento de la optimización de la recuperación de minerales en operaciones mineras subterráneas, en particular en lo que se refiere al diseño de mallas de perforación para la recuperación de pilares. Los resultados de esta investigación podrían tener aplicaciones prácticas en otras operaciones mineras subterráneas que enfrentan problemas similares de recuperación de pilares, contribuyendo así al avance de la industria minera.

Otra de las justificaciones es que con esta investigación se tendrá material bibliográfico que pueda ser citado o consultado por futuros investigadores.



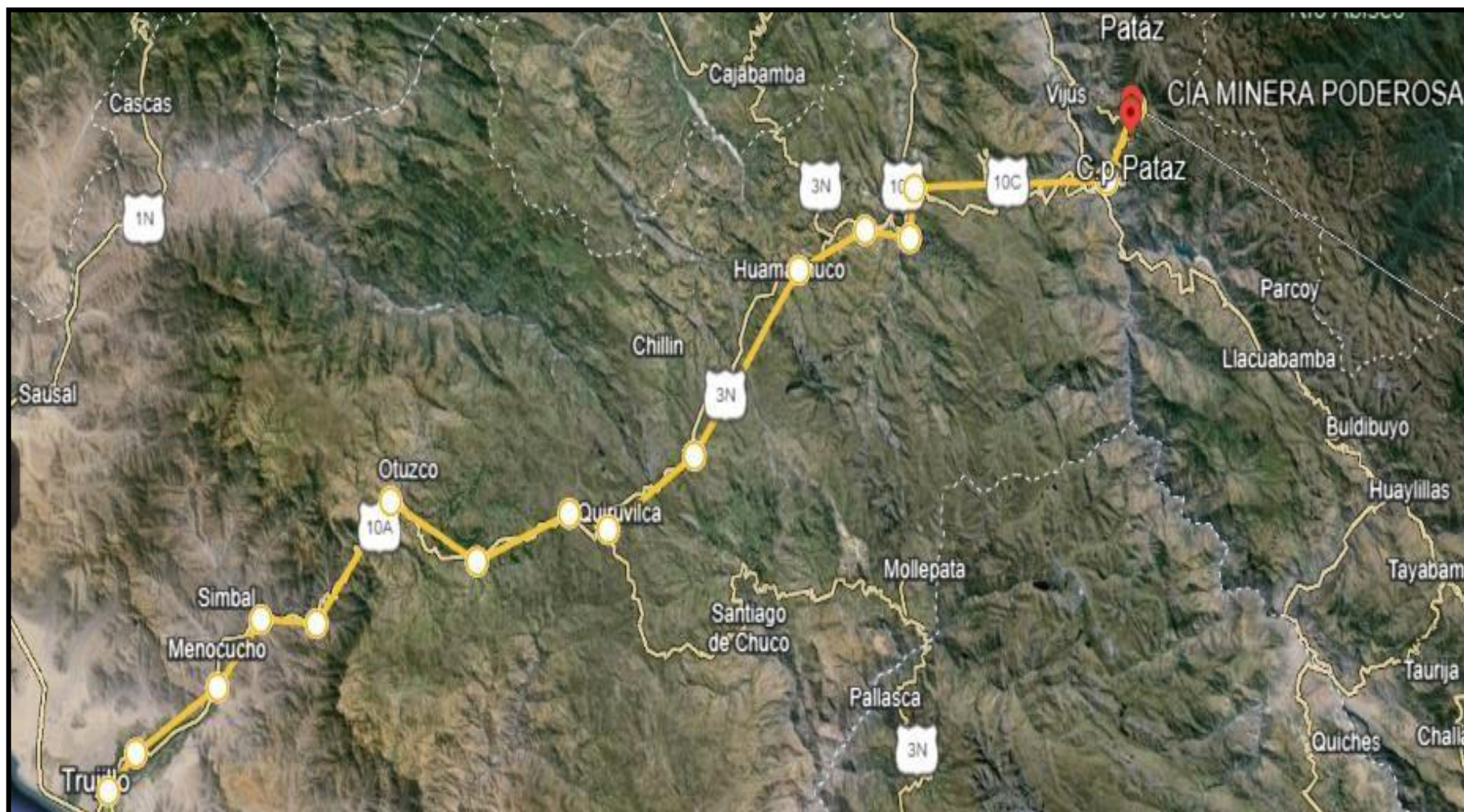


Figura 1 — Ubicación de la Unidad Santa María-CMPSA

Extraído de Unidad Santa María.

CAPÍTULO II

OBJETIVOS E HIPÓTESIS

2.1. Objetivos de la investigación

2.1.1. Objetivo general

Con el diseño de malla de perforación, se optimiza la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022.

2.1.2. Objetivos específicos

- Reducir la dilución con la optimización de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad
- Reducir los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad
- Optimizar el tiempo de ciclo de minado de un pilar con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad.

2.2. Hipótesis

2.2.1. Hipótesis general

- Con el diseño de malla de perforación se optimiza la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022.



2.2.2. Hipótesis específica

- Se reduce la dilución con la optimización del diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad
- Se reduce los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad
- Se optimiza el tiempo ciclo de recuperación del pilar, con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad

2.3. Operacionalización de variables

Tabla 1 — Operacionalización de variables

NOMBRE DE LA VARIABLE	DIMENSIONES	INDICADORES	ÍNDICES
X: Variable independiente Diseño de malla de Perforación	Distribución de taladros	Numero de taladros	Und.
	Diseño de burden y espaciamento	Espaciamientos	Cm
	Diseño de arranque	Numero de taladros en arranque	Und.
Y: Variable dependiente Recuperación de Pilares	Dilución	Tasa de dilución	%
		Relación de recorte	cut-off grade
		Eficiencia de Recuperación	%
	Costo operativo	Costos Directos Costos indirectos	\$
Tiempo ciclo	Tiempo de perforación Tiempo de voladura Tiempo de limpieza Tiempo de sostenimiento	T	



CAPÍTULO III

MARCO TEÓRICO REFERENCIAL

3.1. Antecedentes.

a) Antecedentes a nivel nacional

MORI (2017), en su trabajo de tesis titulada “Recuperación de pilares mediante el método de pilares artificiales en el tajo manto sur, nivel 8, mina magistral, SMRL magistral de Huaraz SAC.-2017” menciona que el objetivo de su trabajo de investigación es determinar y evaluar si es factible la recuperación de pilares, para este caso realizó un estudio geomecánica para evaluar la parte técnica y también determinar los temas de seguridad para la recuperación de los pilares y establece los costos de recuperación de los pilares, concluye que el reemplazo fue pilares artificiales, donde se obtuvieron resultados óptimos en el desarrollo de estas actividades.

FALEN(2016), en su tesis titulada “Rentabilidad en la recuperación de puentes y pilares por el método de explotación de circado en la minería artesanal de la comunidad campesina de LLacuabamba – Parcoy – Patáz – la Libertad”, sostiene que los mineros artesanales al no contar con técnicas adecuadas para una explotación que tenga una alta rentabilidad dejaban pilares y puentes. Después de que se haya identificado este problema se propone implementar un método que tenga la finalidad de recuperación esperada, se mostraron resultados óptimos mejorando la producción a menores costos de operación en los trabajos de perforación y voladura de los tajeos por último, se determinó que el tonelaje se incrementó en 17% y que los costos en explosivos bajaron 20%, lo que hace que la actividad sea sostenible.

De acuerdo con Cuno (2014), el estudio geomecánica realizado en la zona mineralizada se concluye que el macizo rocoso según el sistema de valoración RMR en sus distintos dominios estructurales se clasifica como un macizo Regular – A Regular – B y muy mala.

También de acuerdo con Cuno (2014), la evaluación económica en base a las reservas existentes se logra un beneficio económico aceptable. DETALLE \$ Total ingreso



39457.13016 Costo de producción $218.247\$/t \times 27.9936t = 6109.519219$ Costo de sostenimiento $329.82\$/cdo. \times 3 = 989.46$ Utilidad 32358.15095

De acuerdo con (BARRIENTOS, y otros, 2020) en su tesis titulada “Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro– Unidad Minera Uchucchacua – Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.” concluyeron que, se logró mejorar el diseño de malla de perforación, ya que los resultados del cuadro comparativo obtenidos después de la aplicación del modelo matemático de Langefors son favorables considerando que el factor de potencia tenía una variación entre 0.23 kg/tm a 0.99 kg/tm. Ahora el factor de potencia es de 0.50 kg/tm con una variación mínima.

De acuerdo con (GUILLEN, 2020) en su tesis que lleva por título “Optimización del diseño de malla de perforación para la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S. A. 2019” concluye que, con la optimización en el diseño de la malla de perforación y voladura se redujo la cantidad de número de taladros de 42 a 39, con ello se disminuyó el tiempo de perforación del frente e influyó en gran medida a la estimación de costos operacionales de perforación y voladura en la Unidad Minera Pachancoto.

De acuerdo con (MALLQUI, 2019) en su tesis titulada “Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.” concluyó que la malla de perforación nos permitirá homogenizar la fragmentación y la mejora de la resistencia de los hastiales en función a los nuevos parámetros de diseño: Burden de 1.60 m. Espaciamiento de 1.50 m.

Según (Rodríguez, y otros, 2019) en su tesis que titula “Propuesta De Malla De Perforación Y Voladura En El Crucero Nw 4 Y El Tajo 8000 Para Reducción De Costos En Mina Subterránea En La Libertad” optimizaron los estándares de perforación y voladura en cada frente de trabajo, es decir en el Tajo 8000 NV 1837 y en el Crucero NW4 NV 1800, reduciendo el costo operativo en 10.42% y 10.34 % respectivamente

Según (ROJAS, y otros, 2017) en su trabajo de tesis que lleva por título “Diseño De Malla De Perforacion Y Voladura Para La Reduccion De Costos En El Nivel 1590 Crucero 520 De La U.E.A. Capitana - Corporacion Laces S.A.C. Minería Y



Construcción - Caraveli - Arequipa” concluyen que el costo de perforación y voladura por metro lineal de avance se ha reducido de S/ 609.811 a S/ 531.898, obtenido un porcentaje de reducción de costos en un 12.78%.

3.2. Bases Teóricas

3.2.1. Mecánica de Rocas

(BSGINSTITUTE, 2022) en su publicación menciona que es una ciencia teórica práctica que estudia las propiedades físicas de la roca, con el estudio de la mecánica de rocas se identifica el comportamiento del macizo rocoso y con ello se evalúa si la roca es competente o no.

3.2.2. Macizo rocoso de acuerdo con el tipo de fractura

Medina (2017), menciona que la geotecnia y geomecánica, estudian las condiciones geo-estructurales que muestra el macizo rocoso en el detalle del mapeo geo-mecánico; además que el GSI de Hoek and Brown, se denomina tomando lo siguiente:

- Fracturada Masiva o leve (LF)
- Fracturada Moderada (F)
- Muy fracturada (MF)
- Triturada o brechada (T)
- Fracturada Intensa (IF).
- Grado de alteración del macizo rocoso.

3.2.2.1. Clasificación geomecánica Q de Nick Barton

Barton (1974), es la primera clasificación propuesta la misma que se ha ido actualizando en los últimos años, (1999). la clasificación esta basada en el índice de calidad Q, que parte de 6 parámetros las cuales toman en cuenta una serie de características del macizo rocoso. Este estudio facilita la clasificación del macizo rocoso fuertemente fracturado.

El índice Q se define mediante la siguiente ecuación:

$$Q = \left(\frac{RQD}{J_n} \right) * \left(\frac{J_r}{J_a} \right) * \left(\frac{J_w}{SRF} \right)$$

Donde:

Q = Calidad del macizo rocoso

J_n = número de juntas o discontinuidad

J_r = Grado de rugosidad de las discontinuidades

J_w = presión de agua en el macizo rocoso



SRF = estado de esfuerzos en el macizo rocoso.

a) El parámetro de RQD/Jn:

RQD/Jn = Nos da la estructura de la masa rocosa, donde esta es la medida del tamaño del bloque, con dos valores extremos las cuales son (100/0.5 y 10/20).

b) El parámetro Jr/Ja

Jr/Ja = Es la rugosidad y características de fricción de las paredes de la junta o los materiales de relleno (4/0.75 y 0.5/20); mas de la resistencia al corte entre bloques.

c) El parámetro Jw /SRF

Jw /SRF = la cual consiste en dos parámetros de esfuerzos. SRF es una medida de:

- La carga de aflojamiento en el caso de una excavación a través de lugares de corte y rocas que tienen arcilla.
- Esfuerzos rocosos en rocas competentes.
- Cargas de alta deformación en rocas plásticas incompetentes. Esto puede ser considerado como un parámetro de esfuerzo total.
- El parámetro Jw es una medida de presión de agua, la cual tiene un efecto adverso sobre la resistencia al corte de las juntas, debido a la reducción del esfuerzo normal efectivo.

La clasificación de Barton (1999), evalúa el macizo rocoso tal como se presenta en la tabla 2

Tabla 2 — Clasificación geomecánica de Barton

Valor de Q	Tipo de roca
0,001 -0,01	Excepcionalmente mala
0,01-0,1	Extremadamente mala
0,1 - 1	Muy mala
1-3	Mala
3-10	Media
10-40	Buena
40-100	Muy buena
100-400	Extremadamente buena
400-1000	Excepcionalmente buena

Extraído de, Nick Barton (1999)



3.2.2.2. Clasificación de Bieniawski (R.M.R.)

Se basa en el índice R.M.R. "Rock Mass Rating", Ramírez (1991), sostiene que es una estimación de la calidad del macizo rocoso, tomando en cuenta los siguientes parámetros:

- Resistencia de la roca matriz
- Condiciones del diaclasado
- Efecto del agua
- Posición relativa del diaclasado respecto a la excavación

Es la superficie del terreno que se encuentra de forma irregular, una superficie no liza, que tiene deformaciones con respecto a su plano discontinuo y tienen los siguientes parámetros de medición de rugosidad, basados en la Línea media "M" son agrupados en tres clases:

- Los que se basan en la medida de la profundidad de la rugosidad
- Los que se basan en medidas horizontales
- Los que se basan en medidas proporcionales

Esfuerzos que se dan por las excavaciones mineras;

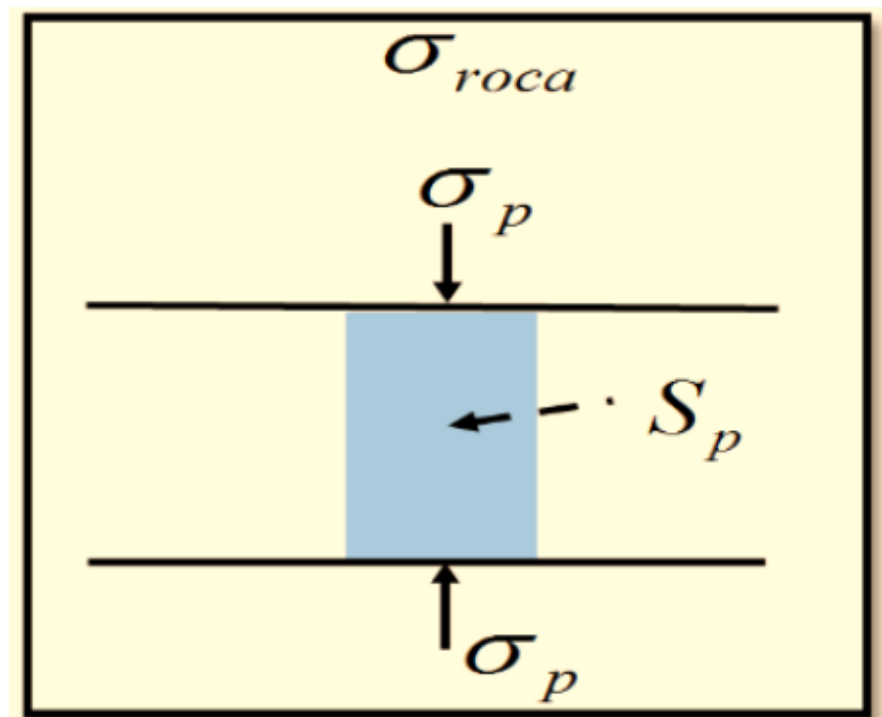


Figura 2 — Esfuerzos actuantes sobre el pilar

Extraído de, MEDINA (2017)

En una labor minera, como un túnel o una galería, se generan diferentes tipos de esfuerzos o tensiones en los astiales (paredes), la corona (techo) y el piso. Estos esfuerzos pueden ser:

a) Esfuerzos verticales:

Peso propio: El peso de la roca suprayacente genera una compresión vertical en el techo y el piso de la labor.

Presión de agua: Si hay agua presente en la roca, puede generar una presión adicional sobre el techo y el piso.

b) Esfuerzos horizontales:

Esfuerzos tectónicos: Las fuerzas tectónicas que actúan sobre la corteza terrestre generan esfuerzos horizontales en la roca.

Esfuerzos de excavación: La excavación de la labor minera libera los esfuerzos que estaban confinados en la roca, lo que genera esfuerzos horizontales en las paredes de la labor.

3.2.3. Recurso Mineral

Ruiz de Almodóvar (2020), en su publicación menciona que el mineral es aquel recurso natural que se encuentra expandido en todo el mundo, son recursos no renovables y están entre los metálicos y los no metálicos, entre los metálicos encontramos una diversidad, entre silicatos, óxidos, sulfuros y entre los no metálicos están los materiales de construcción, arcillas, sales, dolomitas etc.

3.2.4. Explotación por cámaras y pilares

De acuerdo con Aquire (2015), El método room and pillar que en español es cámaras y pilares consiste en la explotación del recurso mineral por cámaras separadas por pilares que funcionan principalmente como sostenimiento de estas labores. Los pilares pueden ser recuperados parcialmente o en su totalidad de acuerdo a evaluaciones geomecánicas y económicas.

Según SOTO (2015), menciona que los métodos de explotación en minas a sido utilizado siempre y tomando en consideración la estructura mineralizada, si está considerada como manto o veta y sobre todo la potencia de la veta, muy al margen de la ley que esta tiene que dar.

3.2.4.1. Recuperación de pilares

Según Falen, Sanchez Jorge Everardo 2016, menciona que este trabajo de recuperación de pilares está considerado como trabajo de alto riesgo,



debido a que hay que reemplazar estos pilares dejado inicialmente por otros que tienen que tener la misma resistencia a las presiones del techo, así mismo se tiene que tomar en cuenta las diferentes actividades que se tiene que realizar para poder llegar al objetivo deseado que es recuperar el íntegro de los pilares considerados económicamente explotables

3.2.5. Diseño de malla de perforación

Es la distribución de taladros de en el frente de perforación, estos obedecen a los resultados de los estudios de mecánica de rocas, donde se determina la cantidad de taladros en el frente.

3.2.5.1. Cálculo del Burden

Es la distancia que existe entre el primer taladro cargado y la cara libre, que en frentes de perforación es el taladro de alivio, para su determinación se realizaron muchas pruebas y experiencias.

Por la teoría de Andersen (1952)

$$B = \frac{39}{100} K * \sqrt{D * L} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 1$$

Donde:

B: burden (m)

D: diámetro (m)

L: longitud del taladro (m)

K: constante empírica (= 1)

Por la teoría de Hino (1959):

$$B = \frac{D}{4} \left(\frac{PDn}{RT} \right) \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 2$$

Donde:

B: Burden (m)

PD: Presión de detonación (kg/cm²)

RT: Resistencia a la tracción del macizo rocoso (kg/cm²)

D: Diámetro del barreno (mm)

n: Coeficiente en función a explosivo/roca



Por la teoría de Allsman (1960):

$$B = \sqrt{\frac{PD * D * \Delta t * g}{\rho_r * \mu}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 3$$

Donde:

B: Burden (m)

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

D: Diámetro del barrenado (mm)

Δt: Duración de la presión de detonación (s)

Pr: Peso específico de la roca (N/m2)

μ: Velocidad mínima que debe impartirse a la roca

g: Gravedad

Por la teoría de Konya (1972):

$$B = 3.5 * d * \left[\frac{\rho_e}{\rho_r} \right]^{0,33} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 4$$

Donde:

B: Burden (m)

D: Diámetro de la carga (mm)

pe: Densidad de explosivo (t/m3)

pr: Densidad de la roca (t/m3)

3.2.5.2. Espaciamiento (E)

$$E = De 1,3 \text{ a } 1,5 B \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 5$$

3.2.5.3. Diámetro de taladro (Ø)

$$\text{Ø} = L/2 \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 6$$

Donde:

Ø: Diámetro de taladro (pulg)

L: Profundidad de taladro (pie)

3.2.5.4. Cálculo longitud de Taco

La longitud del taco se la parte superior del taladro que habitualmente es llenado con material estéril para limitar los gases de la detonación para mitigar la sobrepresión del gas y la roca estallada y esparcida.

Por la teoría de Konya (1972):

$$T = 0,7 * B \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 7$$



Donde:

T: Taco (m)

B: Burden (m)

Por la teoría sueca:

$T = B$ Ecuación N° 8

Donde:

B: Burden

Nota: El material del taco generalmente viene a ser detritus de perforación, el cual ha de tener un tamaño aproximadamente igual a un veinteavo del diámetro del explosivo

3.2.6. Voladura Subterránea

De acuerdo con (OJEDA, 2008), en su libro titulado “Diseño De Mallas De Perforación Y Voladura Subterránea Aplicando Un Modelo Matematico De Areas De Influencia” En la ingeniería de las excavaciones subterráneas, las voladuras son igual de importantes que la elección de la forma correcta de la excavación que tendrá que adaptarse al campo in situ de los esfuerzos y del diseño del sistema correcto de la voladura.

Los factores más importantes al realizar los trabajos de voladura son:

- La voladura tendrá que fracturar la roca de una manera que sea económica y teniendo buena granulometría.
- El macizo rocoso que componga las rocas caja tendrá que tener menor daño para que quede estable.

3.2.7. Explotación por cámaras y pilares

De acuerdo con AQUISE (2015),, El método room and pillar que en español es cámaras y pilares consiste en la explotación del recurso mineral por cámaras separadas por pilares que funcionan principalmente como sostenimiento de estas labores. Los pilares pueden ser recuperados parcialmente o en su totalidad de acuerdo a evaluaciones geomecánicas y económicas.

Según SOTO (2015), menciona que los métodos de explotación en minas a sido utilizado siempre y tomando en consideración la estructura mineralizada, si está considerada como manto o veta y sobre todo la potencia de la veta, muy al margen de la ley que esta tiene que dar.



3.2.8. Cámaras y pilares

De acuerdo con (Campos, 2019) este método se caracteriza por dejar parte del mineral valioso como estructura de soporte o sostenimiento, el dimensionamiento de las cámaras y los pilares son determinados por las características geomecánicas del macizo rocoso, potencia de veta y distribución de leyes de mineral, este último puede hacer que los pilares queden de diferentes formas.

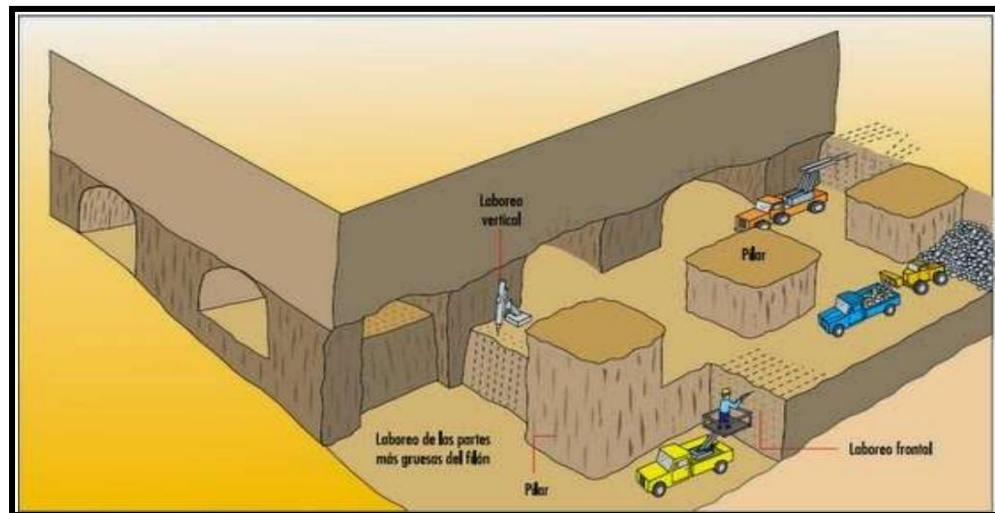


Figura 3 — Representación de Cámaras y pilares

Extraído de Campos, Arzapalo Edmundo 2019

3.2.9. Resistencia de un pilar

de acuerdo con (CAMPOS, 2019) Factor de Seguridad del Diseño Este factor es la relación resistencia/esfuerzo, el cual deberá ser siempre mayor que la unidad para tener pilares estables, es decir, la resistencia de los pilares deberá ser siempre mayor que el esfuerzo actuante.

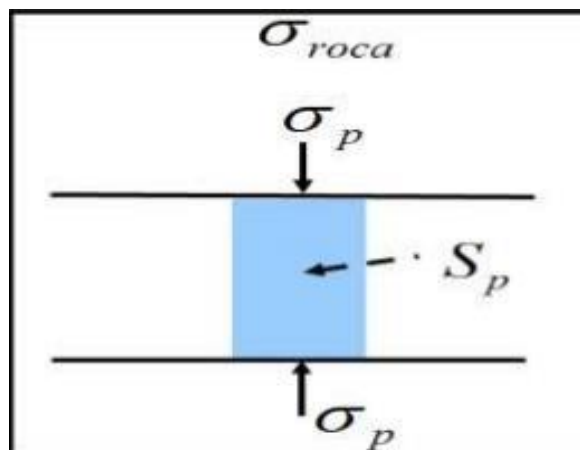


Figura 4 — Resistencia de un pilar

Extraído de Campos, Arzapalo Edmundo 2019



$$f_s = \frac{S_p}{\sigma_p} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 9$$

Donde:

- σ_p = campo de esfuerzos presente en el macizo rocoso
- S_p = resistencia del pilar
- F_s = Factor de seguridad
- σ_p = Esfuerzos verticales actuando sobre el pilar

3.2.10. Método de recuperación de pilares

De acuerdo con (Mori, 2017), los métodos de recuperación de pilares son los siguientes:

- a) Recuperación de pilares en retirada.** Consiste en recuperar los pilares conforme se van sellando las cámaras desde la parte más alejada que haya explotado el yacimiento, los pilares se explotan en forma gradual, donde los pilares cercanos a la extracción sirven como sostenimiento ante derrumbes.
- b) Por hundimiento controlado de techos.** Consiste en controlar y mantener estable el techo de las cámaras y hundirlo en cuanto se va extrayendo los pilares; pero, en ocasiones el control puede mostrar fallas no pudiendo llegar al objetivo deseado.
- c) Con cambio de pilares artificiales.** Consiste en reemplazar el pilar existente con pilares artificiales, estos pueden ser mecánicos o cuadros de madera con relleno, este tipo de recuperación es el más efectivo y más utilizado consiste en:
 - Sostenimiento con rellenos detríticos. Consiste en rellenar las cámaras con materiales detríticos provenientes del mismo lugar, este al ser compactado reemplaza a los pilares.
 - Sostenimiento con cuadros de madera. Este método es parecido al sostenimiento en labores normales, contando con los mismos elementos de sosteniente, con el enmaderado y encostillado respectivamente, este no debe tener grandes magnitudes.
 - Sostenimiento con el empaquetado de maderas (wood pack). Los wood pack, estos tienen la forma de pilar, formando bloques de madera la cual reemplaza al pilar con una buena eficiencia, este método es relativamente costos.



- Sostenimiento aplicando puntales de madera. Este método es el más empleado, por su bajo costo, no tiene perduración, por lo que este sostenimiento es temporal y puntual.
- d) **Recuperación parcial de pilares.** Este método consiste en recuperar alguno pilares o parte de ellos previa una evaluación económica y geomecánica, si las condiciones del terreno las permiten, este método de recuperación es selectivo de acuerdo a los layes de mineral que se registran.

3.2.10.1. Factor de seguridad

Según, el “ENGINEERING, US Bureau of Reclamation” (1977) este factor depende directamente de los esfuerzos, resistencia del macizo rocoso y de la magnitud de los esfuerzos actuantes en el macizo rocoso de la excavación, de esta manera garantizar que los pilares sean estables, es decir, el soporte del pilar tendrá que ser mayor que el esfuerzo que actúa sobre el; se tiene la siguiente relación.

$$fs = \frac{\text{Resistencia del Pilar}}{\text{Esfuerzo actuante del Pilar}} = \frac{S_p}{\sigma_p}$$

Cargas sobre pilar este dado por las siguientes condiciones.

Zona de esfuerzos en el macizo rocoso

- Componentes del macizo rocoso,
- Densidad
- magnitud del pilar minero
- La tectónica

3.2.10.2. Área tributaria

Según Bunting (1911), en la “Teoría del Área Tributaria” menciona que para estimar el esfuerzo que actúa en el cuerpo o estructura de pilar se aplica el concepto “Teoría del Área Tributaria” esta teoría hace caso si un pilar se soportara si “comparte” la carga que aplica.

El modelo matemático que corresponde para e (σ_p) queda en la forma siguiente:

$$\sigma_p = \sigma_z * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p} \right)^2$$



De donde:

W_p = Ancho del pilar

W_o = Ancho de la cámara

σ_p = Esfuerzo promedio

σ_z = Esfuerzo inducido

Uso del modelo matemático para diversas formas de pilares dados en el campo:

- **Pilares cuadrados:**

Estos pilares están distribuidos de forma simétrica obedeciendo las recomendaciones geomecánicas, el ancho y el largo de este pilar son iguales teóricamente, pero en campo tienen medidas similares por los trabajos de voladura que hacen que tengan variaciones mínimas.

$$\sigma_p = \sigma_p * \left(\frac{(1 + W_o)^2}{W_p} \right)$$

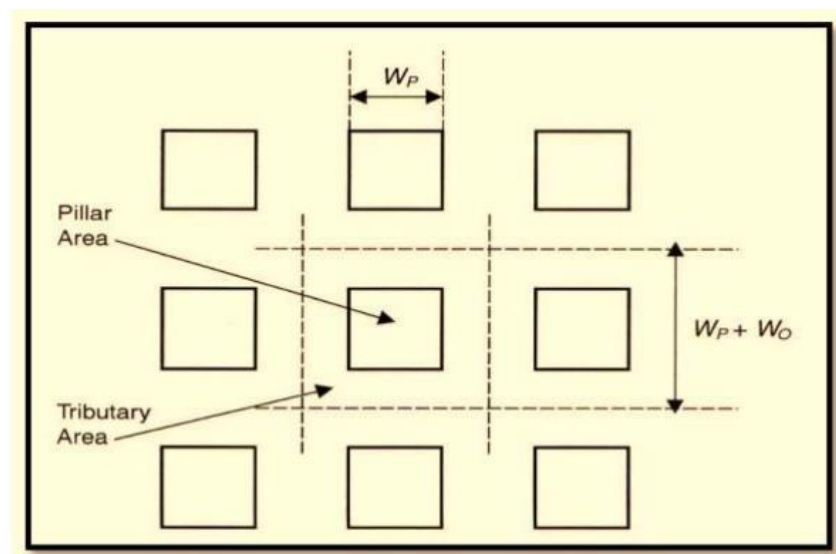


Figura 5 — Figura 1 — Figura Pilares cuadrados

Extraído de, Medina (2017)

- **Pilares rectangulares**

Estos pilares están distribuidos y diseñados de forma simétrica, obedeciendo las recomendaciones geomecánicas, en este caso hay diferencias considerables en el largo y ancho en el diseño del pilar.



$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{W_p + W_o}{W_p} \right) * \left(\frac{1 + l_o}{l_p} \right)$$

De donde:

l_o = largo del pilar

l_p = Ancho del pilar

σ_u = Esfuerzo inducido

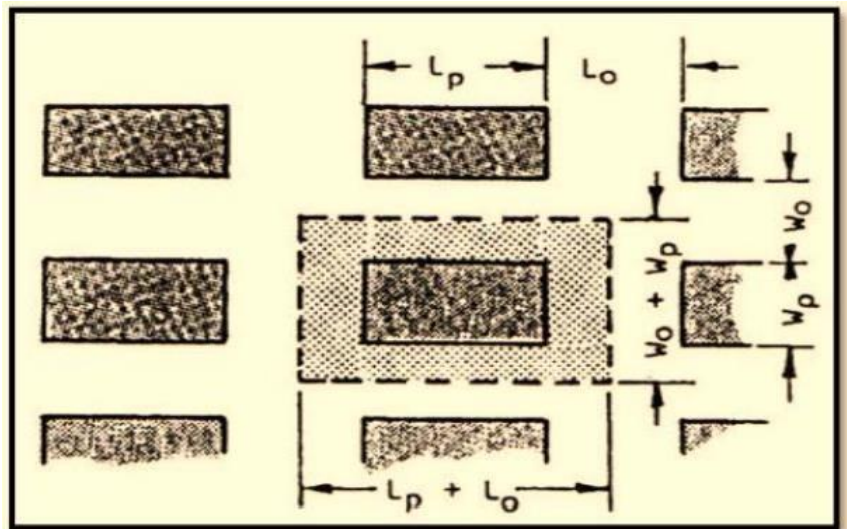


Figura 6 — Pilares rectangulares

Extraído de, Medina (2017)

- **Pilares irregulares;**

Estos pilares cumplen la recomendación geomecánica en función a la separación y dimensiones de cada pilar, estos pilares llegan a quedar así de forma irregular por que la explotación se realizó de forma selectiva buscando recuperar las partes mineralizadas con las leyes convenientes.

$$\sigma_p = \sigma_v * \left(\frac{\text{área de la columna de roca}}{\text{área del pilar}} \right)$$

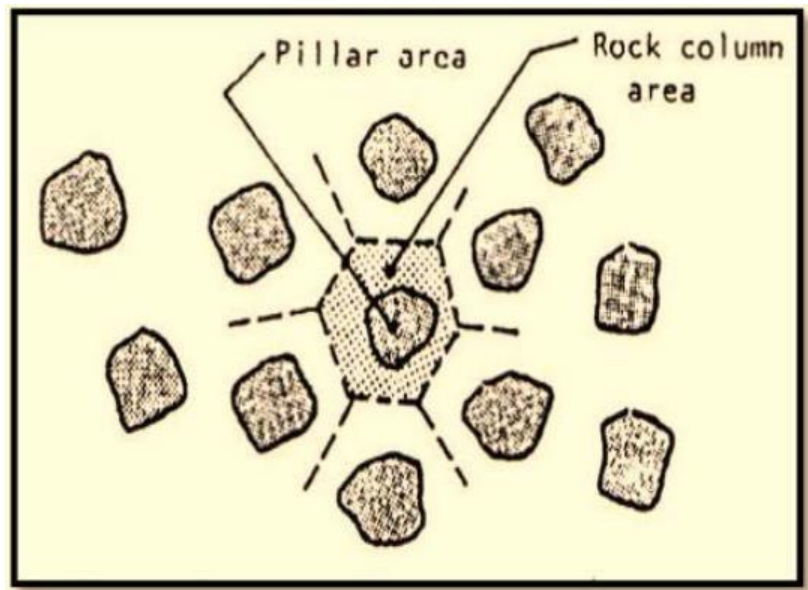


Figura 7 — Figura Pilares irregulares

Extraído de, Medina (2017)

3.2.10.3. Resistencia del pilar

De acuerdo con Salazar y Córdova (2013), detallan determinar la resistencia de los pilares, en base a una cantidad de datos tomado de las características de pilares en las minas de Canadá en roca dura (Lunder y Pakalnis 1997), proponen una alternativa para determinar la resistencia de los pilares, integrando los datos obtenidos de un análisis de elementos de borde, de donde se determina una fórmula para hallar la presión de confinamiento de pilar

De acuerdo con Salazar y Córdova (2013) que citaron a Lunder y Pakalnis (1997), donde mencionan que la resistencia del pilar dependerá de su magnitud y geometría y de la resistencia de la roca sana o intacta. El modelo matemático queda establecido de la siguiente forma:

$$S = (k * RCU)$$

Donde:

- S = Resistencia de los Pilares (MPa)
- K = (kappa) es un término de fricción del pilar
- C₁ = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.68
- C₂ = Constante derivada empíricamente cuyo valor determinado es 0.52

- K = Es el factor del tamaño de la resistencia del macizo rocoso, determinado a un valor de 0.44. El valor de k también puede ser determinado con la siguiente fórmula:

$$k = \tan * [(\cos^{-1}) * \left(\frac{(1 - C_{pav})}{(1 + C_{pav})}\right)]$$

Siendo Cpav la presión de confinamiento promedio del pilar que se estima con el siguiente modelo matemático:

$$C_{pav} = 0.46 \left[\log \left(\frac{W_p}{h} + 0.75 \right)^{\frac{1.4}{\left(\frac{W_p}{h}\right)}} \right]$$

Donde:

w_p = Ancho del pilar

h = Altura del pilar

Otros criterios que son tomados para la estimación y cálculo de la resistencia de pilares fueron los siguientes:

Hedley (1972):

$$S = K \left(\frac{(w_p)^a}{h^b} \right)$$

Donde:

S = resistencia del pilar

w_p = ancho del pilar

h = altura del pilar

k = es una constante geométrica, cuyo valor para rocas de dureza media es 133

a y b = son constantes que dependen de las características geométricas

cuyos valores son 0.5 y 0.75 respectivamente

$$S = K * \left(\frac{W^a}{H^b} \right)$$

Donde:

S = resistencia del pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

K = es una constante geomecánica, cuyo valor para carbón es 7,18



a y β = son constantes que dependen de las características geomecánicas cuyos valores asignados son 0.46 y 0.66 respectivamente.

$$S = S_s * [(a + b) * (\frac{W}{H})]$$

Donde:

S = resistencia de pilar

W = ancho del pilar

H = altura del pilar

S_s = es la resistencia de un pilar cubico (ancho-alto=1)

a y b = son constantes

En la siguiente tabla 3.2, se ilustra las constantes de diferentes investigadores para el diseño de pilares, que aplicamos para el cálculo adecuado de sus dimensiones (Brady, 2004).

Tabla 3 — Constantes para el diseño de pilares. (Brady & Brown, 2004)

Fuentes	a	b	A	β
Buting (1911)	0,70	0,30	-	-
Obert & Duvall (1967)	0,78	0,22	-	-
Bieniawski (1968)	0,64	0,36	-	-
Skelly, Wolgamott & v Wang (1977)	0,78	0,22	-	-
Greenwald, Howarth & Hartman (1939)	-	-	0,50	0,83
Holland (1964)	-	-	0,50	1
Salomón & Munro (1967)	-	-	0,46	0,66
Hardy & Agapito (1977)	-	-	0,60	0,95

Extraído de, Brady, y otros (2004)

3.2.10.4. Parámetros que influyen en la estabilidad del pilar

De acuerdo con Alvaro, Elorrieta Fredy 2018, en su publicación menciona que la resistencia de un pilar está definida por la capacidad de portar cargas compresivas. Esta resistencia es controlada por:

- a) El tamaño de la excavación,
- b) Las tensiones actuantes en el pilar,
- c) Las propiedades mecánicas del macizo rocoso,
- d) Las características del relleno empleado en el minado,
- e) El refuerzo o sostenimiento empleado y



f) El buzamiento de la veta.

Alvaro (2018), en su publicación cita a Mark (1999), que propuso distintas ratios entre el ancho y altura del pilar y clasifica como.

- **Pilares esbeltos**

son aquellos que W/H (W = ancho del pilar; h = altura del pilar) tiene menos que 3 o 4. Cuando estos pilares son cargados hasta su máxima capacidad fallan de forma completa, liberando toda la carga aplicada.

- **Pilares intermedios**

Pilares intermedios son aquellos con ratios entre 4 y 8. Estos pilares no transmiten la carga de forma completa cuando ellos fallan, teniendo una resistencia residual considerable.

- **Pilares Gruesos**

pilares que presentan ratios por encima de 10. Estos pilares pueden admitir grandes cargas y presentan una resistencia residual mucho mayor, admitiendo mayores deformaciones. Este trabajo permite verificar el ratio entre el ancho y la altura de los pilares juega un papel importante en el grado de estabilidad. Adicionalmente, el confinamiento de los “pilares puente” que obtienen de ambos ejes (de las cajas y de la continuidad de la roca en el eje de la excavación), es una característica importante que modifica el comportamiento mecánico de estos.

3.3. Definición de términos

a) **Burden**

Distancia a la cara libre o al taladro de alivio que sirve para generar una secuencia de rotura de roca en dirección a la cara libre (Barrientos, y otros, 2020).

b) **Malla de perforación**

“Es un esquema, el cual se realiza mediante cálculos matemáticos, el cual genera como resultado una distribución de taladros, carga explosiva óptima” (GUILLEN, 2020).



c) Dilución

Proceso de mezcla o pérdida de mineral de mejor y peor ley (y/o estéril), generado durante las etapas de diseño y/o extracción mineral (CONTROL GEOLÓGICO EN LA DILUCIÓN MINERAL, 2017).

d) Pilar

Es un elemento de sostenimiento que este compuesto generalmente por parte de mineral, también existen pilares artificiales que se utilizan para recuperar estos pilares valiosos. (BARRIENTOS, Y OTROS, 2020).

e) Costos operativos

El costo operativo es determinado a través de las siguientes. Costos por procesos, Costos por órdenes de trabajo, o Costos por actividades, las cuales una serie de actividades se realizan con sus diferentes costos unitarios (Costo De Produccion Por Procesos En Minería Peruana, 2020).

f) Proceso de voladura

Es un conjunto de tareas que comprende el traslado del explosivo y accesorios de polvorines al lugar del disparo, las disposiciones preventivas antes del carguío, el carguío de los explosivos, la conexión de los taladros cargados, la verificación de las medidas de seguridad, la autorización y el encendido del disparo (Barrientos, y otros, 2020).

g) Ciclo de minado

El ciclo del proceso de minado de las labores horizontales se inicia con la tarea de ventilación para evacuar los gases causados por la voladura de las rocas con explosivos o el aire viciado que existe en la labor, para cada operación unitaria se requiere diferentes recursos (equipos, personas). Los equipos considerados para la extracción se consideran a los de bajo perfil y algunos con telemandos. Para el correcto funcionamiento de la obra se consideran las instalaciones necesarias que incluyen la ubicación de las conexiones de agua, energía eléctrica y aire comprimido, generalmente a esta última se le hace responsable a una empresa minera contratista (Guillen, 2020).



h) Optimización

Es un proceso mediante el cual se busca la mejora, ya sea en un proceso, una actividad, un sistema, etc. Con el fin de obtener un mayor rendimiento empleando menos recursos y reduciendo costos”. Producir más, en el menor tiempo y con el menor costo posible (Guillen, 2020).

i) Tiempo ciclo

Para esta actividad está considerada solamente el tiempo ciclo de trabajos de perforación por pilar (Quispe, 2013).

j) Tajo

Son labores de producción, estas labores suelen ser temporales, una vez culminada su explotación estas son rellenadas y cerradas. (Barrientos, y otros, 2020).

k) Espaciamiento

“Es la distancia de separación de taladro a taladro que se encuentran cargados con material explosivo en la misma fila o en la misma área de influencia de la malla de perforación” (Guillen, 2020).

l) Costo de minado

Son los costos que incurren en los procesos para la obtención de mineral, estos son la suma de los costos de operaciones, logística, personal, insumos, etc. (Guillen, 2020).

m) Velocidad de detonación

La velocidad de detonación es la característica más importante de un explosivo, mientras más alta sea su velocidad de detonación mayor será su potencia. A la detonación se le entiende como la transformación casi instantánea de la materia sólida que lo compone en gases. (EXSA, 2017).

n) Estándar

Es el modelo, patrón o referencia a seguir. En minería se aplica este término a los estándares de gestión de los procesos productivos en las empresas mineras



aplicándose por ejemplo en la automatización de los procesos de perforación y voladura, planes mineros y control de flotas de carguío y acarreo. (Pacahuala, 2015)

o) Rendimiento

En un contexto empresarial, el concepto de rendimiento hace referencia al resultado deseado efectivamente obtenido por cada unidad que realiza la actividad, donde el término unidad puede referirse a un individuo, un equipo, un departamento o una sección de una organización. (López, 2004)

p) Tajo

Son las labores temporales destinadas a la extracción de mineral. (López, 2004)

q) Labores permanentes

Son aquellas labores mineras que serán de larga duración o duración permanente durante la vida de la mina, y en las que se requieren aplicar el sostenimiento adecuado que garantice un alto factor de seguridad, pues en estas labores se tendrá un tránsito constantemente de personas y equipos y la construcción de diversas instalaciones. (Pacahuala, 2015)

r) Labores temporales

Estas labores son las de producción o que sirvieron como de servicio temporalmente tales pueden ser, tajos, subniveles, chimeneas, echaderos. (López, 2004)

s) Discontinuidades

Son grietas existentes en la roca las cuales son pueden ser persistentes o no, estas grietas determinan el comportamiento geomecánica de la roca. (López, 2004)

CAPÍTULO IV

DISEÑO METODOLOGÍA

4.1. Tipo y diseño

4.1.1. Tipo de la investigación

Este trabajo de tesis es de tipo descriptivo, este trabajo trata sobre los trabajos de optimizar la perforación y la búsqueda de mejoras en cuanto a los costos operativos de cada actividad,

4.1.2. Diseño de investigación

El diseño de esta investigación es de causa efecto, por tratar de buscar un diseño de la malla de perforación como causa y como efecto de ello es optimizar la Recuperación de Pilares en el Tajo 6520

4.2. Población y muestra

4.2.1. Población

La población esta entendida por toda la unidad minera de santa maría, donde se realizan trabajos de recuperación de pilares una vez realizado los tajeos.

4.2.2. Muestra

La muestra está dada por el tajo 6520, nivel 3000, esta muestra fue escogida de forma intencionada, debido a que es se presentan más casos con los pilares problema

4.3. Procedimiento de la investigación

Este trabajo de investigación será culmina en 4 meses aproximadamente, el medio del procedimiento será la observación y las experiencias recogidas por los colaboradores de este frente de trabajo, para la obtención de los datos se tendrá en cuenta registros en papel y la documentación fotográfica, las cuales serán pasados al Excel y el empleo del procesador de textos.



4.4. Material de investigación

Se tendrá como materia principal de investigación al tajo 6520, así como las libretas de campo.

4.4.1. Instrumentos de Investigación

Los instrumentos que serán usados para presente proyecto de tesis serán equipos de campo como la topografía que está tomada por la brújula, flexómetro, cordeles, lámparas mineras y también por la geomecánica que usan instrumentos como la picota y las tablas geomecánicas.

4.5. Plan de tratamiento de datos

En primer lugar, es observar el área de trabajo, que es do donde se realizara el presente proyecto de investigación, una vez escogido el área de trabajo e identificado el problema se tomara la documentación necesaria para poder tener una línea de base y así poder procesar en gabinete.

Posteriormente a ellos se realizará el armado del cuerpo del borrador de tesis, que es donde finalmente se identifican los resultados a los objetivos esperados en el proyecto de tesis.

Una vez que se tenta los resultados se procede a realizar las dicciones del trabajo, esto nos servirá netamente para poder explicar nuestras conclusiones y recomendaciones.



CAPÍTULO V

RESULTADOS Y DISCUSIONES

5.1. Análisis geomecánico de los pilares

Este trabajo de clasificación se realizó en campo donde los resultados geomecánicos fueron inmediatos una vez terminadas las pruebas geomecánicas realizadas.

Tabla 4 — Evaluación in situ de resistencia del material rocoso con picota

DESCRIPCIÓN	RESISTENCIA COMPRESIÓN SIMPLE (Kg/cm ²)	HUELLA Y SONIDO
Muy blanda	10-15	El material se disgrega completamente con un golpe de pico del martillo y se deshace con navaja
Blanda	50-250	El material se indenta de 1-5 a 3 mm con el pico del martillo y se deshace con la navaja
Media	250-500	El material no se deshace con la navaja. La muestra sostenida en la mano se rompe con UN (01) golpe de martillo
Moderadamente dura	500-1000	La muestra se rompe con VARIOS golpes de martillo.
dura	1000-2500	La muestra depositada en el suelo se rompe con UN (01) golpe.
Muy dura	>2500	La muestra se rompe con dificultad a golpes con el pico del martillo. Sonido MACIZO

Considerando los métodos de análisis geomecánicos descritos en la tesis, realizaremos una clasificación geomecánica de la zona, muestreando en la zona de los pilares (3 muestras en cada pilar), realizando una equivalencia entre cada método de análisis:

5.1.1. Análisis RMR de las muestras

En base al análisis de las muestras podemos obtener la puntuación RMR equivalente de las muestras y también el RQD, con lo cual tenemos el siguiente resultado. Para ello tomaremos una muestra representativa de cada dominio geomecánico (caja piso y caja techo) de cada pilar.



Tabla 5 — Clasificación geomecánica RMR de muestras

Muestra	Clasificación Geomecánica RMR				Calidad
	RQD	Puntuación	Macizo Rocosó	Clase	
1	70	52	Diorita	III-A	REGULAR A
2	56	43	Diorita	III-B	REGULAR B
3	54.0	42	Veta	III-B	REGULAR B
4	59.0	48	Diorita	III-B	REGULAR B
5	69.0	51	Diorita	III-A	REGULAR A
6	59.0	45	Diorita	III-B	REGULAR B
7	57.0	42	Diorita	III-B	REGULAR B
8	30	35	Veta	IV	MALA
9	55	45	Diorita	III-B	REGULAR B
10	54	48	Diorita	III-B	REGULAR B
11	65	52	Diorita	III-A	REGULAR A
12	76	68	Diorita	II	BUENA
13	72.0	58	Diorita	III-A	REGULAR A
14	70.0	53	Diorita	III-A	REGULAR A
15	68.0	54	Diorita	III-A	REGULAR A
16	58.0	44	Diorita	III-B	REGULAR B
17	68.0	55	Diorita	III-A	REGULAR A
18	71	55	Diorita	III-A	REGULAR A
19	63	46	Diorita	III-B	REGULAR B
20	64	45	Diorita	III-B	REGULAR B

5.1.2. Análisis GSI de las muestras


Para realizar de manera más exacta un análisis del macizo rocoso y su sostenimiento, debemos usar el RMR de Bienawski y el GSI, con lo cual y en base a las muestras obtenidas tenemos como resultado lo siguiente:

Tabla 6 — Clasificación GSI de muestras

Muestra	Evaluación GSI		Evaluación Bieniawski (RMR)
	Caja piso	Caja Techo	
1	MF/R	MF/R	52
2	F/B	LF/MB	43
3	LF/B	F/B	42
4	MF/R	MF/R	48
5	MF/R	LF/MB	51
6	LF/MB	F/B	45
7	F/B	LF/MB	42
8	LF/MB	F/B	35
9	F/B	F/B	45
10	MF/R	F/B	48



Tabla 7 — Diseño de tabla GSI de la unidad minera

		CARTILLA GEOMECÁNICA			
		Rev. 02			
		LABORES DE EXPLOTACIÓN Y AVANCES			
Índice de Resistencia Geológica (GSI)		Condición Superficial (Golpes de picota)			
		Se Rompe	Se Rompe	Se Indenta	Se Indenta
ESTRUCTURA Grado de fracturamiento <i>Se basa en la cantidad de fracturas por metro cuadrado, medidos insitu con flexometro.</i>		Con 3 o mas Golpes de Picota	Con 1 o 2 Golpes de Picota	Superficialmente con golpes de Picota	Mas de 5 mm.
		B	R	P	MP
		Buena	Regular	Pobre	Muy Pobre
Condición Estructural - Fracturas/m ²	2 a 5 LF Levemente Fracturada	A LF/B	B LF/R	-	-
	6 a 11 F Moderadamente Fracturada	B F/B	B F/R	C F/P	-
	12 a 20 MF Muy Fracturada	B MF/B	C MF/R	D MF/P	E MF/MP
	>20 IF Intensamente Fracturada	-	D IF/R	E IF/P	F IF/MP

Extraído de unidad minera poderosa 2021



Tabla 8 — Tipos de sostenimiento de acuerdo al RMR

<p style="text-align: center;">TIPOS DE SOSTENIMIENTO LABORES DE EXPLOTACIÓN (TJ, CH, SN) (TEMPORALES) U.P. SANTA MARÍA</p>			
PARAMETROS GEOMECANICOS		ANCHO DE MINADO > 2.4m.	ANCHO DE MINADO < 2.4m.
CALIDAD	RMR		
A	81-100	Split Set sistemático espaciado a 1.8m	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.8m en las cajas + split set sist. esp. 1.8m en zona mineralizada
B	61-80	Split set sistemático espaciado a 1.5m	Puntal c/ jackpot sistemático espaciado a 1.5m en las cajas + split set sist. esp. 1.5m en zona mineralizada
C	51-60	Split set sistemático esp. a 1.2m + malla electrosoldada	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.3m en las cajas + split set sist. esp. a 1.2m en zona mineralizada
D	41-50	Hydrabolt sistemático espaciado a 1.2m + malla electrosoldada	Puntal c/ jackpot sist. esp. 1.0m con guarda cabeza
E	21-40	Cuadros de madera esp. 1.5 con guarda cabeza en dirección al minado	Cuadros de madera esp. 1.5 con guarda cabeza en dirección al minado
F	<20	Cuadros de madera esp. 1.2 con marchavantes en dirección al minado	Cuadros de madera esp. 1.2 con marchavantes en dirección al minado

Extraído de unidad minera poderosa 2021



Tabla 9 — Tipos de sostenimiento de acuerdo al RMR

CONSIDERACIONES PARA EL SOSTENIMIENTO

- 1.- Longitud del perno a usar:**
De acuerdo a estandar por tipo de sección.
- 2.- Para instalacion de cuadros:**
Usar Redondos de 8" para sombrero y postes
- 3.- Para Instalacion de Puntales:**
Usar Redondos de 7" a 8" de diámetro
- 4.- Para espaciamento entre puntales y cuadros**
los espaciamientos indicados refieren a la luz interna entre puntales o cuadros.
- 5.- Para zonas con eventos de relajamiento:**
Sostener con perno más malla electrosoldada al tope de la labor.
- 6.- Cámara de bombeo, polvorín, refugio minero, comedores:**
Sostener con shotcrete más pernos sistemáticos.
- 7.- CM DDH, subestaciones, Intersecciones, cámaras de Izaje :**
Sostener con pernos sistemáticos más malla electrosoldada.
- 8.- El tiempo de colocación del sostenimiento es Inmediato.**

INDICE G.S.I.	INDICE RMR	TIPO DE SOST.
LEVEMENTE FRACTURADA / BUENA (LF/B)	75-100	A A
LEVEMENTE FRACTURADA / REGULAR (LF/R)	65-85	B B
LEVEMENTE FRACTURADA / POBRE (LF/P)	55-65	C C
MODERADAMENTE FRACTURADA / BUENA (F/B)	65-80	B B
MODERADAMENTE FRACTURADA / REGULAR (F/R)	55-75	C C
MODERADAMENTE FRACTURADA / POBRE (F/P)	45-65	C D
MODERADAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (F/MP)	35-45	- -
MUY FRACTURADA / BUENA (MF/B)	55-75	B C
MUY FRACTURADA / REGULAR (MF/R)	45-65	C D
MUY FRACTURADA / POBRE (MF/P)	35-55	D E
MUY FRACTURADA / MUY POBRE (MF/MP)	25-45	E F
INTENSAMENTE FRACTURADA / BUENA (IF/B)	45-55	- -
INTENSAMENTE FRACTURADA / REGULAR (IF/R)	35-55	D E
INTENSAMENTE FRACTURADA / POBRE (IF/P)	25-45	E F
INTENSAMENTE FRACTURADA / MUY POBRE (IF/MP)	15-35	F F

SF1 - sin factores influyentes ; SF2 - con factores influyentes

Labor permanente: Perno helicoidal.
Labor Temporal: Perno Split Set.

ELECCION DEL TIPO DE EXPLOSIVO		
CALIDAD DE ROCA	TAJO	AVANCE
LF/B	EMULNOR 3000	ANFO
F/B LF/R		EMULNOR 5000/3000
F/R MF/R F/P	EMULNOR 3000/1000	EMULNOR 3000
MF/R F/P	EMULNOR 1000	EMULNOR 1000
MF/P MF/MP IF/P		
IF/MP		

FACTORES INFLUYENTES

- CONDICION DE FRACTURA
- FLUJO DE AGUA
- RELAJAMIENTO DE ROCAS
- PRESENCIA DE FALLAS
- ORIENTACION DE DISCONTINUIDADES
- INTERSECCION DE LABORES

ESTANDAR DE SOSTENIMIENTO CON MALLA EN INTERSECCIONES

CASO Nº 1
CRUCES

CASO Nº 2
BIFURCACIONES

Extraído de unidad minera poderosa 2021

5.1.3. Aspecto estructural de la zona de sostenimiento

La orientación de la estratificación, micro-fallas, las discontinuidades y la presencia de otras características representan una condición inestable que representan un aspecto significativo para el modelo de sostenimiento a preparar. A partir del análisis geomecánico de las rocas de las muestras, además de las realizadas en los diferentes dominios, realizamos una caracterización de cada uno de ellos (Caja techo, caja piso y veta). Se han usado 2 clasificaciones (RMR y GSI), las cuales se muestran a continuación:

Tabla 10 — Dominio geomecánica

Clasificación	Dominio geomecánico		
	Caja techo	Veta	Caja piso
RMR	64.1	45.2	59.7
GSI	LF/B	MF/R	F/B

Extraído de unidad minera poderosa 2021



La existencia de agua subterránea contribuye a la inestabilidad de la roca principalmente en las labores. Donde el principal efecto que produce es lo que genera a las paredes de las discontinuidades. Para realizar estudios se contempla el goteo recurrente sobre las fisuras, (la mayor parte del tajeo), cuya influencia ha sido considerada para su valoración en el estudio.

5.1.4. Resultados de análisis geomecánico de la zona

La roca encajonante de la zona está compuesta generalmente por diorita, con RMR promedio de caja piso promedio de 64 y caja techo de 59. Para la aplicación de método de explotación el rango de RMR no debe ser menor a 50, por lo que queda demostrado según el Cuadro mostrado anteriormente, el RMR de la masa cumple las condiciones.

5.2. Diseño de malla de perforación en el tajo 6520, nivel 3000

Se utilizó el modelo matemático de López Jimeno (1980) para calcular el Burden en la cantera para un diámetro de perforación de 38 mm y una longitud de taladro de 6 pies.

5.2.1. Diseño de malla de perforación antes de la optimización

El cálculo del número de taladros ve reflejado principalmente en minería convencional, usando la siguiente fórmula:

$$N^{\circ} tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (CxS) \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^{\circ} 10$$

Donde:

S : Área de la Sección del frente (m²).

P : Perímetro de la Sección del frente, en metros (P=4√S).

Dt : Distancia entre taladros de la circunferencia o periféricos.

C : Coeficiente o factor de roca.

El modelo empírico para calcular el número de taladros es aplicado principalmente en minería convencional, específicamente en frentes de labores horizontales. La razón principal de su uso es su efectividad en la mayoría de los casos, donde las labores compartían entre sí la ausencia de una cara libre. Sin embargo, su aplicación se da en la mayoría de los casos de la unidad minera, sin discriminar las características propias de cada tipo de labor; para este caso, donde se realiza la recuperación de pilares, tenemos la misma situación, donde el número de taladros por disparo resulta en:



- Altura de labor : 3.60 m
- Ancho de labor : 2.20 m
- Tipo de roca : intermedia

Tabla 11 — Distancia entre taladros

Tipo de Roca	Dista. Entre Taladros (m)
Tenaz	0.50 – 0.55
Intermedia	0.60 – 0.65
Friable	0.70 – 0.75

Tabla 12 — Coeficiente o factor de roca

Dureza de Roca	Coeficiente de Roca (m)
Tenaz	2.00 – 2.25
Intermedia	1.50 – 1.70
Friable	1.00 – 1.20

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{P}{dt}\right) + (CxS)$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{4 * \sqrt{3.60 * 2.20}}{0.625}\right) + (1.60 * 2.20 * 3.60)$$

$$N^{\circ}tal = \left(\frac{4 * \sqrt{3.60 * 2.20}}{0.625}\right) + (1.60 * 2.20 * 3.60)$$

$$N^{\circ}tal = 31 \text{ taladros}$$

Como parte del análisis empírico, se dio una saturación de taladros en los frentes de recuperación de pilares, aumentando excesivamente el número de taladros, el tiempo y el costo final.

Como se mencionó anteriormente, si bien un criterio para el cálculo de taladros, en la unidad minera se fue desarrollando en base a pruebas el número óptimo de taladros, sin embargo, aún se tiene presente una diferencia considerable entre lo analizando teóricamente y la experiencia del minero.

El número de taladros aproximados realizados por frente en las condiciones dadas es de 15.



5.2.2. Modelo matemático para el diseño de la malla de perforación

A diferencia de las labores subterráneas convencionales, los pilares cuentan con caras libres alrededor de sí mismas, por lo que no es necesario crear una cara/sección libre, con lo que el modelo convencional para calcular el número de taladros en un frente queda descartado, teniendo que usar un nuevo modelo matemático. Para ello se considerará el modelo matemático de López Jimeno para minería superficial, la cual se acerca más a las condiciones actuales de la zona de recuperación.

Se realizaron cambios en el modelo matemático de López Jimeno (1980). Se recopilaron datos de diferentes investigaciones, con una revisión bibliográfica de acuerdo a U. Langerfors (1963) y el modelo matemático de López Jimeno (1980), para ser aplicado en cada diseño de la malla de perforación:

$$B = 0.76 * D * F \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 11$$

En revisiones bibliográficas de López Jimeno, se encontró que para el caso de taladros con pequeños diámetros (menores a 6.5 pulg.) el valor del burden deberá ser afectado por un coeficiente de C = 0,9.

$$B' = C * B = 0.9 * B \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 12$$

$$B' = 0.684 * D * F \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 13$$

Donde:

- C : Coeficiente de corrección.
- B : Burden (m).
- D : Diámetro de taladro de producción (pulgadas).
- F : Factor de corrección en función del tipo de roca y del explosivo.

$$F = \frac{f_{roca}}{f_{explosivo}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 14$$

Donde:

f_{roca} : Factor de corrección en función del tipo de roca.

$f_{explosivo}$: Factor de corrección en función del explosivo.

$$f_{roca} = \sqrt[3]{\frac{2.7 * 3500}{\rho r * VC}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 15$$

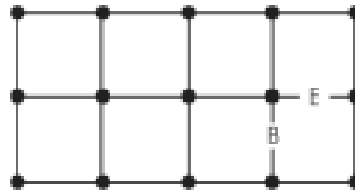
$$f_{explosivo} = \sqrt[3]{\frac{\rho e * VD^2}{1.3 * 3660^2}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 16$$



Donde:

- ρ_r : Densidad de roca (gr/cm^3).
- VC : Velocidad sísmica (m/s).
- ρ_e : Densidad del explosivo (gr/cm^3).
- VD : Velocidad de detonación del explosivo (m/s).

Para el proyecto se plantea aplicar una malla de perforación cuadrada, teniendo que el burden es igual al espaciamiento:



$$E = B$$

Para conocer el burden y espaciamiento, primero debemos conocer el factor de corrección:

$$fr = \sqrt[3]{\frac{2.7 * 3500}{\rho_r * VC}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 17$$

Para la diorita, se considera una velocidad sísmica de 5000 m/s, y una densidad de 2.8 gr/cc.

$$fr = \sqrt[3]{\frac{2.7 * 3500}{2.8 * 5000}}$$

$$fr = 0.88$$

$$fe = \sqrt[3]{\frac{\rho_e * VD^2}{1.3 * 3660^2}} \sqrt[3]{\frac{2.7 * 3500}{\rho_r * VC}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 18$$

Se usará emulsor 3000, la cual tendrá una velocidad de detonación de 5400 m/s, y una densidad de 1.14 gr/cc.

$$fe = \sqrt[3]{\frac{1.14 * 5400^2}{1.3 * 3660^2}}$$

$$fe = 1.24$$

Por lo que, el factor de corrección final será:

$$F = \frac{fr}{fe}$$

$$F = 0.88 / 1.24$$

$$F = 0.71$$

$$B' = 0.684 * D * F$$



El diámetro del taladro será de 38 mm, transformado a pulgadas es 1.496.

$$B = 0.684 * 1.496 * 0.71$$

$$B = 0.72 \text{ m}$$

Como se mencionó, se aplicará una malla de perforación cuadrada, con lo que tenemos que el burden es igual al espaciamiento.

$$E = B'$$

$$E = 0.72 \text{ m}$$

5.2.3. Diseño de taladro

Para las condiciones actuales, los barrenos tienen una longitud de 6 pies (1.83 m), una eficiencia de perforación de 95% y se estima una eficiencia de voladura del 90%, la longitud de columna cargada será 2/3 del taladro, y su taco será de 1/3 de su longitud:

Los taladros serán rellenos con emulsor 300, usando 6 cartuchos del explosivo por taladro.

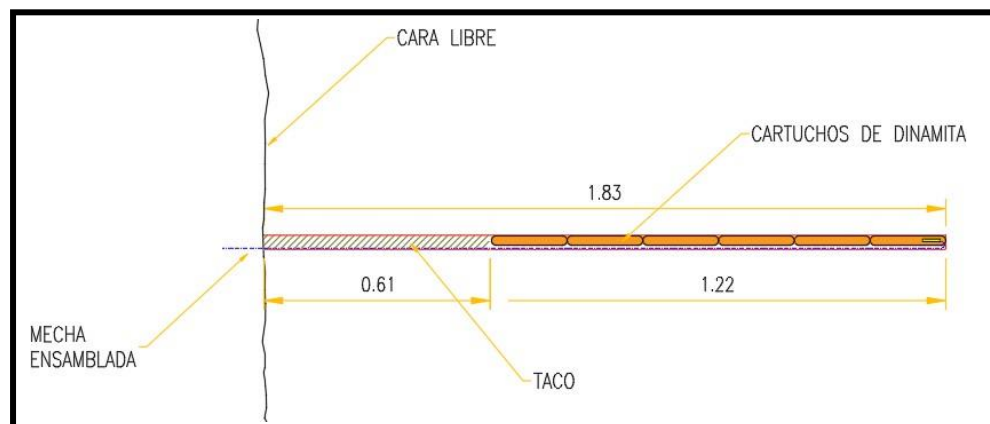


Figura 8 — Diseño de taladro

5.2.4. Distribución de taladros en el pilar

El diseño de la malla de perforación será cuadrado, teniendo el burden igual al espaciamiento, como se muestra en la siguiente imagen:



Diseño de malla

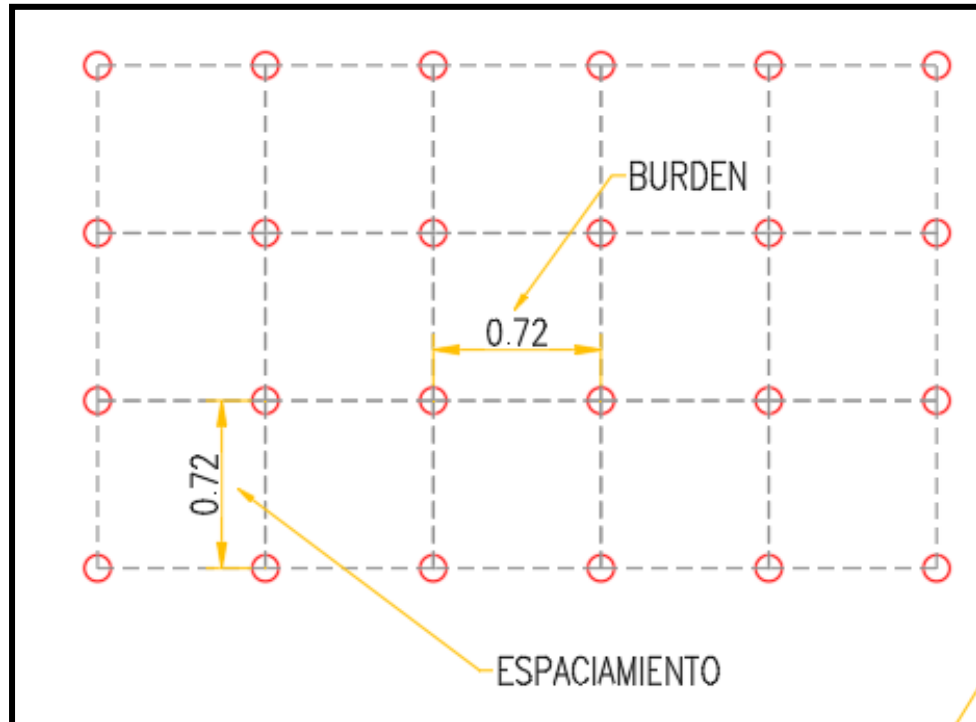


Figura 9 — Diseño de Malla

5.3. Disminución de dilución con el diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000

5.3.1. Dilución previa al diseño de la malla de perforación

Debido a principalmente a la aleatoriedad de los taladros en el diseño de malla previo a la optimización, se tenía una sobrerotura parcial y un aumento de la dilución.

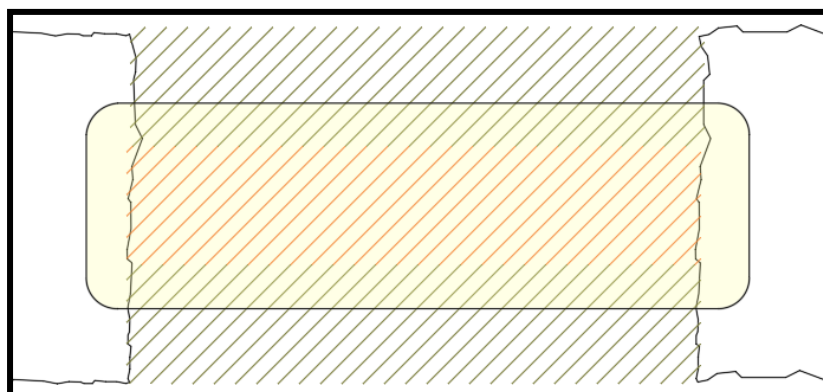


Figura 10 — Dilución previa al diseño de la malla de perforación

Se tiene la zona mineralizada en la parte intermedia del pilar, que junto a una malla con una cantidad excesiva de taladros, se tiene que la dilución considerablemente alta.

$$Dil = 15.00 \%$$

5.3.2. Cálculo de dilución en base al nuevo diseño de malla

Según los parámetros establecidos en la unidad minera, los pilares en la zona de recuperación tienen las siguientes características:

- Potencia de veta : 0.75 m
- Altura de pilar : 2.20 m
- Ancho de pilar : 3.60 m

La veta representa un 34.09 % del volumen total del pilar que se recuperará. Para ello, se debe organizar los taladros en base a los parámetros ya definidos para poder obtener la mayor eficiencia:

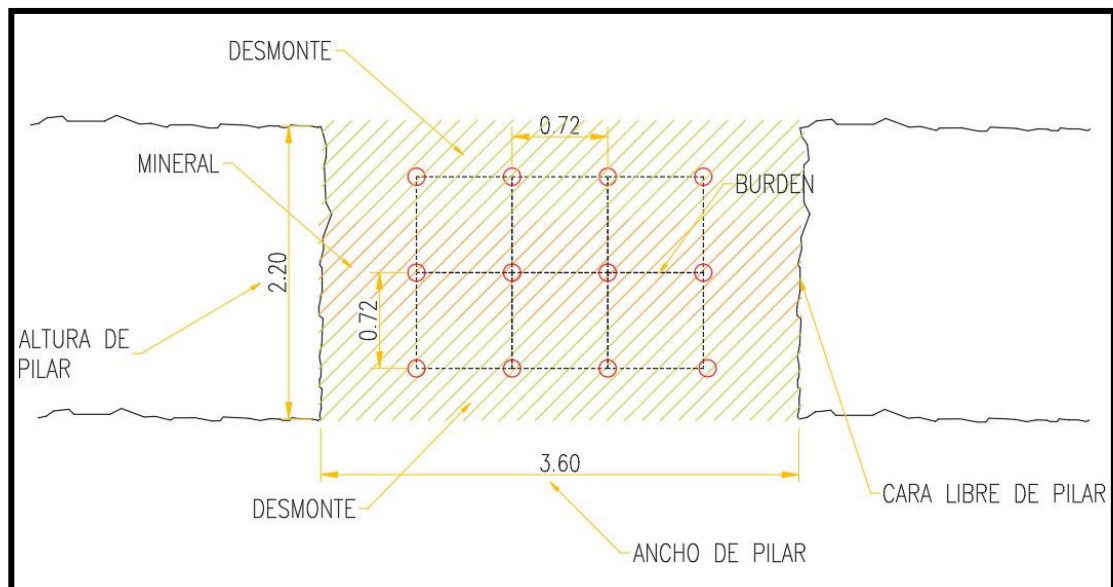


Figura 11 — Dilución en base al nuevo diseño de malla

Para este caso, teniendo un ancho aproximado por pilar de 3.60 m, usaremos una malla de 4 taladros por fila y 3 taladros por columna, teniendo un taladro en medio de la zona mineralizada y 2 taladros en la zona con desmonte. Sin embargo, debido

a los cálculos realizados con el burden, espaciamiento y la longitud de taladro se puede determinar el volumen aproximado de material retirado por taladro:

$$Vol\ material / taladro = B * E * Long. efectiva de perf \dots Ecuación N^{\circ} 19$$

$$Vol\ material / taladro = 0.72\ m * 0.72\ m * 1.56\ m$$

$$Vol\ material / taladro = 0.82\ m^3 / tal$$

La distribución de taladros brinda una mayor selectividad en cuanto a la recuperación de mineral, además de menor sobrerotura dando así que la dilución proyectada en los pilares será de:

$$Dil = 12.00\ \%$$

5.4. Optimización del costo operativo, con el diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000

5.4.1. Dimensionamiento de pilares artificiales

5.4.1.1. Antes de la optimización

La instalación de Woodpacks, puntales y cuadros de madera en la unidad minera se realizaba realizando un análisis más empírico, sin tener como base la competencia geomecánica del macizo rocoso.

El sistema de instalación de elementos de sostenimiento en zonas de recuperación se hace realizaba usando un estándar de sostenimiento genérico, teniendo como parámetro:

- Un woodpack cada 1 o 2 disparos
- 2 puntales de madera cada disparo.

De esa forma, usando un análisis empírico se puede suponer que la instalación de elementos de seguridad en punto objetivo sería de:

Tabla 13 — Elementos aproximados a instalarse en la zona objetivo

Tipo de sostenimiento	Cantidad total a requerirse
Puntales de madera	139
Wood pack	93

5.4.1.2. Después de la optimización

El dimensionamiento de sostenimiento a requerir tiene que ser instalado en base a parámetros geométricos y geomecánicos de los pilares, pero más aún se debe tener en cuenta el factor de costo que puede generar un sobredimensionamiento de los pilares artificiales.

El dimensionamiento y requerimiento de material para el sostenimiento, en este caso pilares artificiales, se hizo de acuerdo al dimensionamiento calculado en base a parámetros geomecánicos, y bajo la consideración de que el tiempo de soporte va ser menor a los pilares que se va reemplazar. Teniendo en cuenta estos parámetros se ha determinado el uso de:

- Puntales de madera
- Wood pack

La instalación de puntales se realiza en cada avance, instalando 2 puntales cada 1.56 m avanzado (avance efectivo por disparo). Los puntales son obligatorios en cada avance, mientras que la instalación de Wood pack es ocasional, teniendo que instalarse según las características geomecánicas de la zona. En la zona estudiada, tal como se aprecia en el análisis geomecánico realizado, se realiza de manera intercalada, siendo su instalación cada 4 disparos avanzados.

En la zona se realiza un disparo por guardia, teniendo 2 guardias diarias se tiene los siguientes parámetros:

- Volumen total de pilares : 1710.72 m³
- Longitud total de pilares : 216 m
- Avance por disparo : 1.56 m
- Número total de disparos : 138.14 ~ 139 disparos

Entonces, en base a los datos, la cantidad total a requerirse de los diferentes tipos de sostenimiento es:



Tabla 14 — Requerimiento de pilares artificiales

Tipo de sostenimiento	Cantidad total a requerirse
Puntales de madera	139
Wood pack	35

5.4.2. Dimensionamiento de explosivos

5.4.2.1. Antes de la optimización

Se usa de forma homogénea los explosivos en toda su amplitud, ignorando los estudios realizados.

Número de taladros por frente : 15 taladros

Longitud de taladro : 6 pies

Número de cartuchos por taladros : 6 cartuchos

Con esto se tiene que el número de cartuchos a usar por disparo es de 108 cartuchos

Tabla 15 — Número de cartuchos a usar por disparo es de 108 cartuchos

	Taladros/disparo	Cartuchos/taladro	Total cartuchos
Emulnor 3000	15	6	90

5.4.2.2. Después de la optimización

El explosivo usado en este caso es Emulnor 3000 y Emulnor 1000, siendo este último usado para la fila superior, para reducir el impacto generado a la caja techo brindando mayor estabilidad. Además, para la conexión y amarre usaremos mecha ensamblada y cordón detonante.

Tabla 16 — Presentación de explosivos y accesorios de voladura

PRESENTACION DE LOS EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS				
INSUMO	TIPO	PRESENTACION	CANTIDAD	UNIDADES
EMULSIÓN ENCARTUCHADA	EMULNOR 1000	CAJA	25	Kg
			230	Unid.
EMULSIÓN ENCARTUCHADA	EMULNOR 3000	CAJA	25	Kg
			228	Unid.
CORDON DETONANTE	PENTACORD 5P	CAJA	2	Rollos
			500	m
MECHA ENSAMBLADA	CARMEX - 2.10 m	CAJA	300	Unid.

Se requerirá una mecha ensamblada por taladro, 10.42 m de cordón detonante por disparo y 6 cartuchos de explosivo por taladro, y sabiendo el volumen total a retirar se puede calcular que:

$$\mathbf{Vol./Tal = B * E * Av. efect.} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ \text{ 20}$$

$$Vol./Tal = 0.72 \text{ m} * 0.72 \text{ m} * 1.56 \text{ m}$$

$$Vol./Tal = 0.82 \text{ m}^3$$

Vol. Total de pilares: 1710.72 m³

$$\mathbf{Num. total de tal.} = \frac{\mathbf{Vol. total de pilares}}{\mathbf{Vol./Tal}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ \text{ 21}$$

$$Num. total de tal. = \frac{1710.72 \text{ m}^3}{0.82 \text{ m}^3/\text{Tal}}$$

$$Num. total de tal. = 2089.58 \sim 2090 \text{ tal}$$

De cada disparo, 2 filas serán cargadas con Emulnor 3000, mientras que la fila superior será cargada con Emulnor 1000, con lo que la cantidad de explosivo a usar será:

Emulnor 3000 1394

Emulnor 1000 697

Cada taladro se cargará con 6 cartuchos, con lo que se requerirá lo siguiente

- Número de columnas 3
- Número de filas: 4

$$\mathbf{N}^\circ \mathbf{taladros} / \mathbf{disparo} = \mathbf{12 taladros} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ \text{ 22}$$

Cada taladro se cargará con 6 cartuchos, con lo que se requerirá lo siguiente:

Tabla 17 — Requerimiento de taladros cargados

	Taladros	Cartuchos (Unid)
Emulnor 3000	8	48
Emulnor 1000	4	24
Total	12	72



Calculando el total a requerir será:

Tabla 18 — Total de requerimiento

	Taladros (Unid)	Cartuchos (Unid)	Peso (Kg)
Emulnor 3000	1393	8358	916.45
Emulnor 1000	697	4182	454.57
Total	2090	12540	1371.01

Respecto a mecha ensamblada, se tiene que se realizarán un total de 2090 taladros, con lo que podemos decir que la cantidad de mecha ensamblada será de 2090 unidades.

En cuanto al cordón detonante, se tiene que la longitud total de los pilares es de aprox. 216 m, con lo que se calcula que:

$$Nro. disp. = \frac{Long. total de pilares}{Avance/Disp} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 23$$

$$Nro. disp. = \frac{216 m}{1.56 m}$$

$$Nro. disp. = 139 disparos$$

Long. cordón detonante

$$= Nro. disp * Long. cordón det./disp$$

$$Long. cordón detonante = 139 disp * 10.42 m$$

$$Long. cordón detonante = 1448.38 m$$

considerando un factor de seguridad de 10% tenemos que el requerimiento total de explosivos y accesorios será de:

Tabla 19 — Cantidad de explosivos y accesorios a solicitar

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS A SOLICITAR				
	Emulnor 3000 (Unid)	Emulnor 1000 (Unid)	Cordon detonante (m)	Mecha ensamblada (unid)
TOTAL	8358.00	4182.00	1448.38	2090.00

En lo que respecta a su presentación, se usará la siguiente cantidad de cajas:

Tabla 20 — Cantidad de explosivos y accesorios a solicitar

CANTIDAD DE EXPLOSIVOS Y ACCESORIOS A SOLICITAR				
	Emulnor 3000 (cajas)	Emulnor 1000 (cajas)	Cordon detonante (cajas)	Mecha ensamblada (cajas)
TOTAL	36.658	18.183	1.448	6.967

A pesar de que se tiene la cantidad de cajas a usar (sin aproximar a enteros), el cálculo se realizará en base a las unidades de explosivos y mechas y metros de cordón, debido a que los remanentes de las cajas y rollos se usarán para otras actividades.

5.4.3. Dimensionamiento de perforación

5.4.3.1. Antes de la optimización

Se tiene un cálculo de taladros en base al número aproximado de taladros perforados por disparo antes de la optimización y la longitud del pilar, con lo que se tiene que:

Número de taladros : 2610 tal
 Longitud efectiva de perforación : 1.74 m

$$\text{Long. total perf.} = \text{Num. tal} * \text{Long. efect. perf.} \text{cuación N}^\circ 24$$

$$\text{Long. total perf.} = 2610 * 1.74$$

$$\text{Long. total perf.} = 4541.40 \text{ m}$$

5.4.3.2. Después de la optimización

Según los cálculos realizados para el dimensionamiento de elementos para voladura, se puede calcular la cantidad de material que se requerirán para perforación:

Número de taladros : 2090 tal

Longitud efectiva de perforación : 1.74 m

$$\text{Long. total perf.} = \text{Num. tal} * \text{Long. efect. perf.}$$

$$\text{Long. total perf.} = 2090 * 1.74$$

$$\text{Long. total perf.} = 3631.08 \text{ m}$$



Considerando el uso de barras de 2', 4' y 6', entonces cada una avanzará la tercera parte de cada taladro, teniendo como consumo total en pies para cada elemento:

$$\text{Long. total perf.} = 3631.0824 \text{ m} = 11913 \text{ pies}$$

Considerando la vida útil de los materiales y equipos se puede conocer la cantidad de materiales a requerir:

Tabla 21 — Expectativa de vida de equipos y herramientas de perforación

Item	Descripción	Vida útil
01	Barra cónica de 2'	1200 pies
02	Barra cónica de 4'	1200 pies
03	Barra cónica de 6'	1200 pies
04	Broca 38 mm	150 pies perf.
05	Perforadora Jack Leg	80000 pies

Para el cálculo de broca

Cada broca tiene una vida de 150 pies, con lo que se requerirá de:

$$\text{Número de brocas} = \frac{\text{Pies perf.}}{\text{Vida útil de broca}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 25$$

$$\text{Número de brocas} = \frac{11913}{150}$$

$$\text{Número de brocas} = 79.420 \sim 80 \text{ brocas}$$

Número de barras cónicas (2', 4', 6')

Considerando que cada broca perforará la tercera parte de cada taladro, entonces la cantidad de cada barra será de:

$$\text{número de brocas} = \frac{\text{Pies perf.}}{\text{Vida útil de broca}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 26$$

$$\text{Número de brocas} = \frac{3971}{1200}$$

$$\text{Número de brocas} = 3.309 \sim 4 \text{ barras de cada dimensión (2', 4', 6')}$$

Considerando los costos, tenemos que:

Tabla 22 — Costo de equipos y materiales para perforación

Item	Descripción	Precio unitario (S/.)
01	Barra cónica de 2'	184.38
02	Barra cónica de 4'	191.00
03	Barra cónica de 6'	261.86
04	Broca 38 mm	64.93
05	Perforadora Jack Leg	16500.00



Teniendo el costo de cada material y su vida útil, podemos conocer el costo total a requerir por los diferentes materiales, teniendo así lo siguiente:

Tabla 23 — Costo por pie avanzado

Item	Descripción	Vida útil	P.U. (S/.)	P.U. (\$)	precio por pie
1	Barra cónica de 2'	1200	184.38	48.521	0.040
2	Barra cónica de 4'	1200	191.00	50.263	0.042
3	Barra cónica de 6'	1200	261.86	68.911	0.057
4	Broca 38 mm	150	64.93	17.087	0.114
5	Perforadora Jack Leg	80000	16500.00	4342.105	0.054

Teniendo el costo por pie y longitud avanzada, tenemos el costo de cada material y equipo a usar, y se muestra a continuación:

Tabla 24 — Costo parcial de perforación

Item	Descripción	precio por pie	Pies perf.	Costo parcial (US\$)
1	Barra cónica de 2'	0.040	3971	160.564
2	Barra cónica de 4'	0.042	3971	166.329
3	Barra cónica de 6'	0.057	3971	228.036
4	Broca 38 mm	0.114	11913	1357.037
5	Perforadora Jack Leg	0.054	11913	646.594

5.4.4. Dimensionamiento de personal

En la zona de recuperación se realiza la actividad con un maestro perforista, un ayudante de perforista y un ayudante mina, considerando que se realiza un disparo por guardia, el personal que se encuentra presente en su totalidad para la actividad son únicamente los 3, más allá de la supervisión. Por lo que el personal que se considera para el análisis es:

- Maestro perforista
- Ayudante perforista
- Ayudante mina
- Supervisor de operaciones mina

5.4.5. Costo total

5.4.5.1. Antes de la optimización

El costo de recuperación de los pilares se da en base a los cálculos proyectados usando el diseño anterior a la optimización:

Tabla 25 — Descripción de costos.

Descripción	Costo (US\$)
Sostenimiento	15100.00
Perforación	3198.20
Voladura	4184.45
Mano de obra	6271.60
Total	28754.25

5.4.5.2. Después de la optimización

En lo que respecta a sostenimiento, se considera el costo de instalación de cuadros de madera y Wood pack, la cantidad total de 139 y 35 respectivamente, siendo el costo el siguiente:

Tabla 26 — Costo unitario de sostenimiento

Tipo de sostenimiento	Costo unitario (US\$)	Cantidad requerida (unid)	Costo parcial (US\$)
Puntales de madera	25	139	3475.00
Wood pack	125	35	4375.00
Total			7850.00

Tabla 27 — Costo Perforación

Item	Descripción	precio por pie	Pies perf.	Costo parcial (US\$)
1	Barra cónica de 2'	0.040	3971	160.564
2	Barra cónica de 4'	0.042	3971	166.329
3	Barra cónica de 6'	0.057	3971	228.036
4	Broca 38 mm	0.114	11913	1357.037
5	Perforadora Jack Leg	0.054	11913	646.594
	Total			2558.561

Tabla 28 — Costo Voladura

Explosivo/accesorio	Cantidad requerida	Unidades	Precio unitario (s/.)	Costo parcial (s/.)	Costo parcial (us\$)
Emulnor 3000	8358.00	Und	0.64	5349.12	1407.66
Emulnor 1000	4182.00	Und	0.51	2132.82	561.27
Cordón detonante	1448.38	m	0.63	912.48	240.13
Mecha ensamblada	2090.00	Und	2.07	4326.3	1138.50
Total				12720.72	3347.56

Tabla 29 — Costo unitario de mano de obra

DETERMINACION DEL COSTO UNITARIO DE LA MANO DE OBRA - OBREROS							
Ocupación	Condición	Jornal	Total (s/.)	Costo/Tarea (u\$)	Costo/Hora (u\$)	Costo/Semana (u\$)	Costo total (u\$/.)
Perforista	Obrero - Mina	80.00	82.83	24.51	3.06	171.54	1,715.40
Ayudante Perforista	Obrero - Mina	60.00	60.00	17.75	2.22	124.26	1,242.60
Ayudante Mina	Obrero - Mina	60.00	60.00	17.75	2.22	124.26	1,242.60
Supervisor de Operaciones Mina	Empleado - Mina	100.00	100.00	29.59	3.70	207.10	2,071.00
TOTAL			302.83	89.60	11.20	627.16	6,271.60

Tabla 30 — Costo total

Descripción	Costo (US\$)
Sostenimiento	7850.00
Perforación	2558.561
Voladura	3347.56
Mano de obra	6,271.600
Total	20027.721

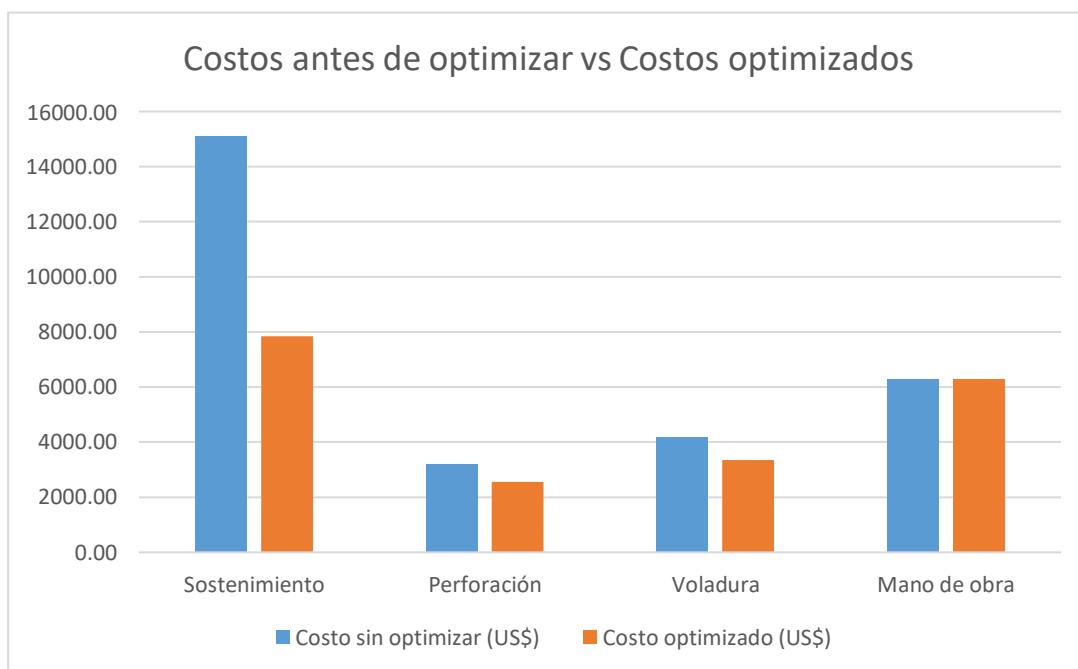


Figura 12 — Costos antes de optimizar vs Costos optimizados

5.5. Optimizar el tiempo ciclo del minado de un pilar

5.5.1. Perforación del frente

Tabla 31 — Presupuesto de datos de perforadora

DATOS DE PERFORADORA		
Velocidad de Perforación Real	0.65	m/min
Lavado de frente	8.00	min
Desatado de roca	15	min
Instalación del equipo	12	min
Prueba al vacío	5.00	min
Tiempo 01 (a+b+c+d+e)	40.00	min
Avance por disparo	1.16	m

Tiempo de perforación por taladro:

$$T_p = \frac{\text{Avance por disparo}}{\text{Velocidad de } prf.\text{real (a)}} \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 27$$

$$T_p = 1.78 \text{ min}$$

Tiempo de empate : 5 segundos ~ 0.083 min

Tiempo de barrido de detritus : 1 segundos ~ 0.016 min

$$Tiempo 02 = 1.78 \text{ min} + 0.083 \text{ min} + 0.016 \text{ min}$$

$$Tiempo 02 = 1.8 \text{ min}$$

5.5.2. Tiempo de perforación antes de la optimización

$$Ttp = \frac{Tiempo 01}{N^\circ \text{ tal}} + Tiempo 02 \dots\dots\dots \text{Ecuación N}^\circ 28$$

$$Ttp = \frac{40.00 \text{ min}}{12 \text{ tal}} + 1.8 \text{ min}$$

$$Ttp = 5.13 \text{ min}$$

El tiempo total por perforar un frente es de:

Num. de taladros por frente : 15 taladros

$$Ttp/frente = Num.taladros/frente * Ttp..... Ecuación N° 29$$

$$Ttp/frente = 15 * 5.13$$

$$Ttp/frente = 76.95 \text{ min}$$

Tiempo total de taladros perforados por día

$$Ttp/día = Ttp/frente * Num.disp/día Ecuación N° 30$$

$$Ttp/día = 76.95 * 2$$

$$Ttp/día = 153.90 \text{ min}$$

5.5.3. Tiempo total de perforación por taladro optimizado

$$Ttp = \frac{\text{Tiempo 01}}{N^\circ \text{ tal}} + \text{Tiempo 02} Ecuación N° 31$$

$$Ttp = \frac{40.00 \text{ min}}{12 \text{ tal}} + 1.8 \text{ min}$$

$$Ttp = 5.13 \text{ min}$$

El tiempo total por perforar un frente es de:

Num. de taladros por frente : 12 taladros

$$Ttp/frente = Num.taladros/frente * Ttp..... Ecuación N° 32$$

$$Ttp/frente = 12 * 5.13$$

$$Ttp/frente = 61.60 \text{ min}$$

Tiempo total de taladros perforados por día

$$Ttp/día = Ttp/frente * Num.disp/día Ecuación N° 33$$

$$Ttp/día = 61.60 * 2$$

$$Ttp/día = 123.20 \text{ min}$$



5.6. Discusión de resultados

(Barrientos, y otros, 2020) en su tesis, lograron mejorar el diseño de malla de perforación, ya que los resultados del cuadro comparativo obtenidos después de la aplicación del modelo matemático de Langefors son favorables considerando que el factor de potencia tenía una variación entre 0.23 kg/tm a 0.99 kg/tm. Ahora el factor de potencia es de 0.50 kg/tm con una variación mínima. En nuestro caso al tratarse de la recuperación de pilares el burden es igual al espaciamiento, teniendo como resultados a 0.72 m. lo que representa una satisfacción en el logro de acortar medida a la acra libre.

(Mallqui, 2019) en su tesis homogenizo la fragmentación y la mejora de la resistencia de los hastiales en función a los nuevos parámetros de diseño: Burden de 1.60 m. Espaciamiento de 1.50 m. en caso nuestro tanto el burden como el espaciamiento es de 0.72 m. y representa una significativa reducción de espacio hacia la cara libre.

(Rodríguez, y otros, 2019) en su tesis, en su tesis optimizaron los estándares de perforación y voladura en cada frente de trabajo, es decir en el Tajo 8000 NV 1837 y en el Crucero NW4 NV 1800, reduciendo el costo operativo en 10.42% y 10.34 % respectivamente en nuestro caso los costos se redujeron de \$ 28754.25 a \$ 20027.721 teniendo una optimización de \$ 8726.529. llegando a una optimización del 30%

(Rojas, y otros, 2017) en su trabajo de tesis, concluye que el costo de perforación y voladura por metro lineal de avance se ha reducido de S/ 609.811 a S/ 531.898, obtenido un porcentaje de reducción de costos en un 12.78%. en nuestro caso hay una optimización de \$ 8726.529 teniendo en porcentajes de 30.35 %



CAPÍTULO VI

CONCLUSIONES Y RECOMENDACIONES

6.1. Conclusiones

El diseño de la malla de perforación en la recuperación de pilares reveló una reducción significativa en la dilución, disminuyendo del 15% al 12%.

Este estudio también permitió una optimización destacada en el costo operativo de la recuperación de pilares gracias al diseño de la malla de perforación, logrando una reducción de \$28,754.25 a \$20,027.72, lo que supone una mejora económica de \$8,726.52.

Además, se observó una mejora en el tiempo ciclo del minado de un pilar, con una reducción del tiempo total de perforación por día de 153.90 minutos a 123.20 minutos, gracias al diseño de la malla de perforación.

6.2. Recomendaciones

Implementar la nueva malla de perforación en la Unidad Minera Santa María. La implementación de esta malla ha demostrado ser efectiva para:

- Reducir la dilución de manera significativa, del 15% al 12%.
- Optimizar el costo operativo en la recuperación de pilares, con una reducción de \$28,754.25 a \$20,027.72, lo que representa una mejora de \$8,726.52.
- Optimizar el tiempo ciclo del minado de un pilar, reduciendo el tiempo total de perforación por día de 153.90 minutos a 123.20 minutos.

Aplicar estándares y técnicas para mejorar aún más la reducción de la dilución. Se pueden implementar medidas como:

- Utilizar un software de diseño de mallas de perforación más avanzado.
- Realizar un análisis más detallado de las propiedades geomecánicas del macizo rocoso.



- Optimizar la selección de los parámetros de perforación.

Buscar alternativas y tecnologías para la recuperación de pilares que optimicen aún más los resultados. Algunas opciones que se pueden considerar son:

- Utilizar métodos de extracción más eficientes, como la tronadura controlada o la minería por subniveles.
- Implementar sistemas de automatización y control en la operación minera.
- Investigar nuevas tecnologías de perforación y voladura.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

ALVARO, ELORRIETA FREDY. *Diseño de Recuperación de pilares Puente en la mina Inmaculada.* Cusco : Ed. Universidad Nacional San Antonio Abad del Cusco,, 2018.

AQUISE CORNEJO, RUTBER. Corte y relleno, cámaras y pilares: métodos de minería subterránea www.gestiopolis.com. www.gestiopolis.com. [Citado el: 11 de Febrero de 2020.] [En línea] gestiopolis, 10 de septiembre de 2015.

BARRIENTOS, LLACUA RUBEN Y DURAND, LANAZCA GABRIEL ALFREDO. 2020. *Diseño de la malla de perforación para optimizar la fragmentación en el tajeo 6662 nivel 3780 veta Lilia en la Mina Socorro– Unidad Minera Uchucchacua – Compañía de Minas Buenaventura S.A.A.* Universidad Continental, huancayo : 2020.

BUNTING, D. *Room-and-Pillar Mining in Hard Rock.* In: Darling, P. & Society For Mining, M.A. E. *Sme Mining Engineering Handbook, Third Edition: lurock:* Society for Mining, Metallurgy, and Exploration. , 1911. pág. 1337.

BSGINSTITUTE. 2022. [En línea] 2022. [Citado el: 24 de Mayo de 2022.] <https://bsginstitute.com/SubArea/Mecanica-de-Rocas>.

CAMPOS, ARZAPALO EDMUNDO. 2019. “*Performance Del Método De Explotación Por Cámaras Y Pilares En Unidades Mineras Del Perú - 2018*”. Universidad Nacional De San Cristóbal De Huamanga, Ayacucho, Perú : 2019.

Control Geológico En La Dilución Mineral. **Rivas, Oviedo José Marcelo.** 2017. Concepción : s.n., 2017.

Costo De Produccion Por Procesos En Minería Peruana. **Juan, Babilin.** 2020. Pataz : s.n., 2020, pág. 2.

DE LA CRUZ, ALANYA EDUARDO CHARLY. 2014. “*Optimización Económica Aplicando El Método De Explotación Long Wall Mining Frente Al Método Corte Y Relleno Ascendente En Cia. Minera Poderosa S.A., Unidad Santa María*”. Huancayo : Ed. UNCP, 2014.

EXSA. 2017. *Manual Practico De Voladura.* Lima : Ed.Especial, 2017.

Engineering US Bureau of Reclamation. Oficina de Servicios de Ingeniería,usbr, [Citado el: 05 de Diciembre de 2020.] <https://translate.google.com/translate?hl=es&sl=en&u=https://www.usbr.gov/lc/region/g6000/index.html&prev=search&pto=aue>. 1977.

ENGINEERING, US BUREAU OF RECLAMATION. Grupo Tecnología Mecánica . Buenos Aires : s.n., 1997.



FALEN, SANCHEZ JORGE EVERARDO. “Rentabilidad En La Recuperación De Puentes Y Pilares Por El Método De Explotación De Circado En La Minería Artesanal De La Comunidad Campesina De Llacuabamba – Parcoy – Patáz – La Libertad, Universidad Nacional De Trujillo, 2016. [Citado el: 15 de Febrero de 2020.] <http://dspace.unitru.edu.pe/bitstream/handle/UNITRU/3854/FALEN%20SANCHEZ%2c%20JORGE%20EVERARDO.pdf?sequence=1&isAllowed=y>. 2016.

GUILLEN, SOLLER WILSON JHON. 2020. *Optimización del diseño de malla de perforación para la estimación de costos operacionales en la zona de Pucaurco - Unidad Minera Pachancoto - Minas de Pachancoto S. A.* 2019. Universidad Continental, Huancayo, Perú : 2020.

LÓPEZ, JIMENO CARLOS. 2004. *Manual de Perforacion y Voladura de Rocas.* Madrid : Instituto tecnológico Geominero de España, 2004.

MALLQUI, BALBÍN YERLIN JHONATA. 2019. *Diseño de malla de perforación y voladura de taladros largos en Sub Level Stopping para incrementar la productividad en mina Marcapunta Sur de Sociedad Minera El Brocal S.A.A.* Universidad Nacional del Centro del Perú, Huancayo, Perú : 2019.

MEDINA, AGUILAR VICTOR HUGO. “Diseño de Cámaras y pilares basado en las características geomecánicas del macizo rocoso en la Corporación Minera Ananea s.a. – 2016”. universidad nacional del altiplano, 2017. [Citado el: 08 de Marzo de 2020.] http://repositorio.unap.edu.pe/bitstream/handle/UNAP/6510/Medina_Aguilar_Victor_HugoI.pdf?sequence=1&isAllowed=y. 2017.

MORI, VILLANUEVA RENZO NECYR. 2017. *Recuperación De Pilares Mediante El Método De Pilares Artificiales En El Tajo Manto Sur, Nivel 8, Mina Magistral, Smrl Magistral De Huaraz Sac.-2017.* Universidad Nacional “Santiago Antúnez De Mayolo”, HUARAZ, Peru : 2017.

RAMÍREZ, OYANGUREN. 1991. *Mecánica de rocas aplicada a la minería metalica subteranea .* Madrid-España. : ITGE. ed., 1991.

RUIZ DE ALMODÓVAR, SEL GABRIEL. **Recursos minerales** rabida.uhu.es. *rabida.uhu.es*. [En línea] [rabida](http://rabida.uhu.es), 2020. [Citado el: 10 de Febrero de 2020.] [http://rabida.uhu.es/dspace/bitstream/handle/10272/8322/Recursos_minerales.pdf?sequence=](http://rabida.uhu.es/dspace/bitstream/handle/10272/8322/Recursos_minerales.pdf?sequence=2) 2. 2020.

Soto, Adriel. *Camaras y Pilares Minas*, es.slideshare.net. *es.slideshare.net*. [En línea] UNSAAC,



OJEDA, MESTAS RENE WILFREDO. 2008. [En línea] 2008. [Citado el: 17 de Marzo de 2022.] <https://www.monografias.com/trabajos-pdf4/disenomallas-perforacion-y-voladura-subterranea/disenomallas-perforacion-y-voladura-subterranea.pdf>.

PACAHUALA, AGUIRRE MAYRA CLEYDE. 2015. *Reducción de costos operativos en desarrollos mediante actualización de estándares en perforación y voladura, caso de la empresa especializada mincotrall s.r.l.* Huancayo : UNCP, 2015.

QUISPE, AGUILAR AVELINO. 2013. *Plan de minado subterráneo aplicado en la Corporación Minera Ananea S.A.* Universidad Nacional de Ingeniería, Lima : 2013.

RODRÍGUEZ, ALVAREZ DIEGO ANDRÉ Y ROJAS, MENDOZA EDGAR EDINSON. 2019. *“Propuesta De Malla De Perforación Y Voladura En El Crucero Nw 4 Y El Tajo 8000 Para Reducción De Costos En Mina Subterránea En La Libertad”.* Universidad Privada del Norte, Cajamarca, Perú : 2019.

ROJAS, APARCO KEVIN Y FLORES, SOLANO YACKELINE PAOLA. 2017. *“Diseño De Malla De Perforación Y Voladura Para La Reducción De Costos En El Nivel 1590 Crucero 520 De La U.E.A. Capitana - Corporación Laces S.A.C. Minería Y Construcción - Caraveli - Arequipa”.* Universidad Nacional De Huancavelica, Huancavelica, Perú : 2017.

ZAPATA, DEGREGIO MONICA PAOLA. 2002. *Control de Costos de una Operación Minera mediante el Método del Resultado Operativo.* Lima : UNMSM, 2002.



ANEXOS



ANEXO I MATRIZ DE CONSISTENCIA

Tabla 32 — Matriz de consistencia

“DISEÑO DE MALLA DE PERFORACIÓN PARA OPTIMIZAR LA RECUPERACIÓN DE PILARES EN EL TAJO 6520, NIVEL 3000, DE LA UNIDAD MINERA SANTA MARÍA, COMPAÑÍA MINERA PODEROSA, LA LIBERTAD, 2022”				
Problema	Objetivos	Hipótesis	VARIABLES	Dimensión
<p>Problema general</p> <p>¿Cómo la optimización del diseño de malla de perforación recupera los pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022?</p>	<p>Objetivo general</p> <p>Optimizar el diseño de malla de perforación para recuperar los pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022.</p>	<p>Hipótesis general</p> <p>Se optimiza el diseño de malla de perforación para recuperar los pilares en el tajo 6520, nivel 3000 de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, la Libertad, 2022.</p>	<p>Variable independiente</p> <p>Malla de Perforación</p>	<p>Distribución de taladros</p> <p>Diseño de barden y espaciamiento</p> <p>Diseño de arranque</p>
<p>Problema específico</p> <p>¿En qué medida se reducirá la dilución con el diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?</p> <p>¿Cómo se reducirán los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?</p> <p>¿Cómo se optimizará el tiempo ciclo de recuperación del pilar, con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad?</p>	<p>Objetivos específico</p> <p>Reducir la dilución con el diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p> <p>Reducir los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p> <p>Optimizar el tiempo ciclo de recuperación del pilar, con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p>	<p>Hipótesis específico</p> <p>Se reduce la dilución con el diseño de malla de perforación para la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p> <p>Se reduce los costos operativos con la optimización del diseño de malla de perforación, en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p> <p>Se optimiza el tiempo ciclo de recuperación del pilar, con la optimización del diseño de malla de perforación en la recuperación de pilares en el tajo 6520, nivel 3000, de la Unidad Minera Santa María, Compañía Minera Poderosa, La Libertad</p>	<p>Variable dependiente</p> <p>Recuperación de Pilares</p>	<p>Dilución</p> <p>Costo operativo</p> <p>Tiempo ciclo</p>



ANEXO II PANEL FOTOGRÁFICO



Figura 13 — Unidad Santa María



Figura 14 — Carguío de frente de disparo



Figura 15 — Frente de operaciones



Figura 16 — Equipo de trabajo

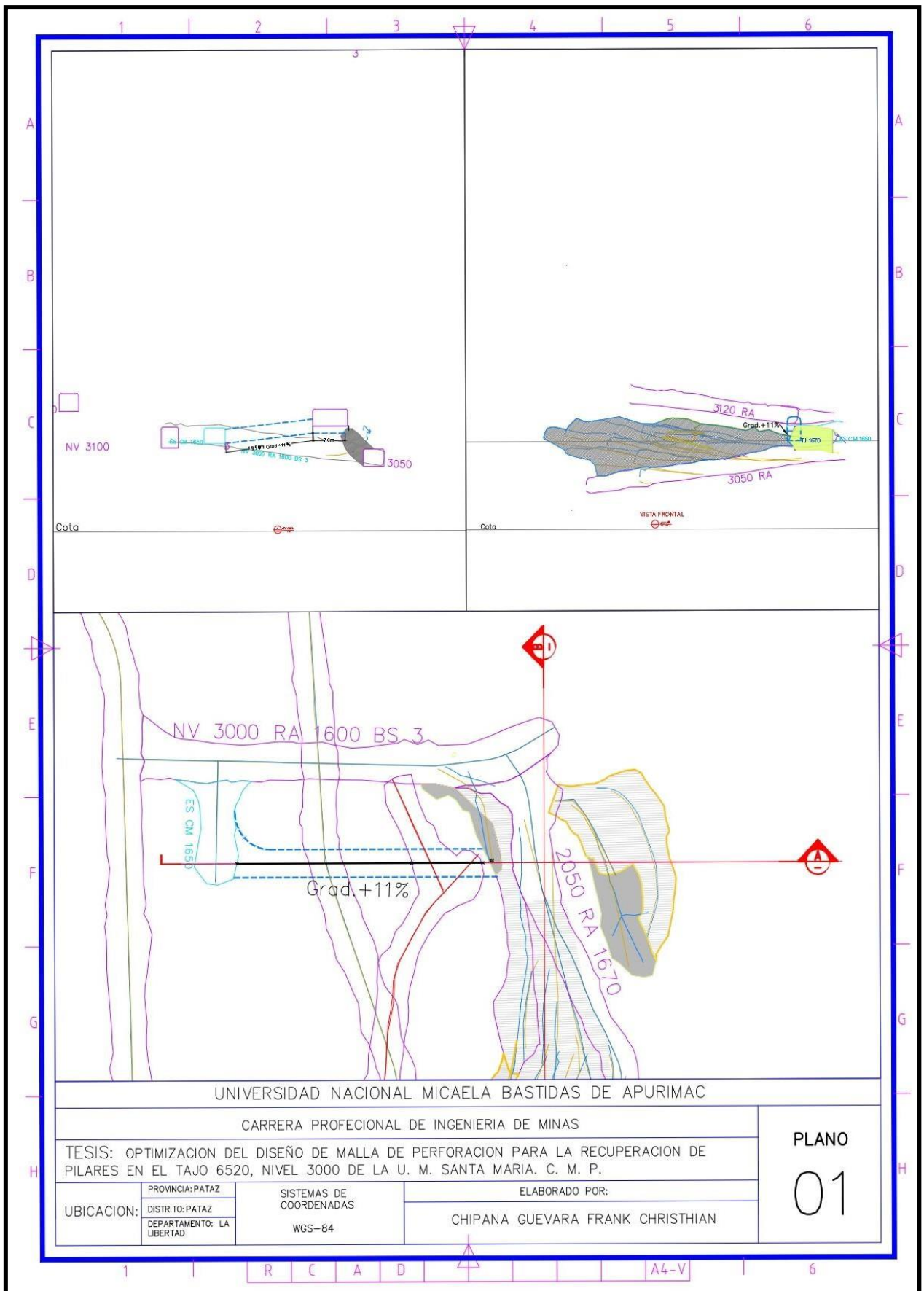


Figura 17 — Tajo 6520 – Nivel 3000